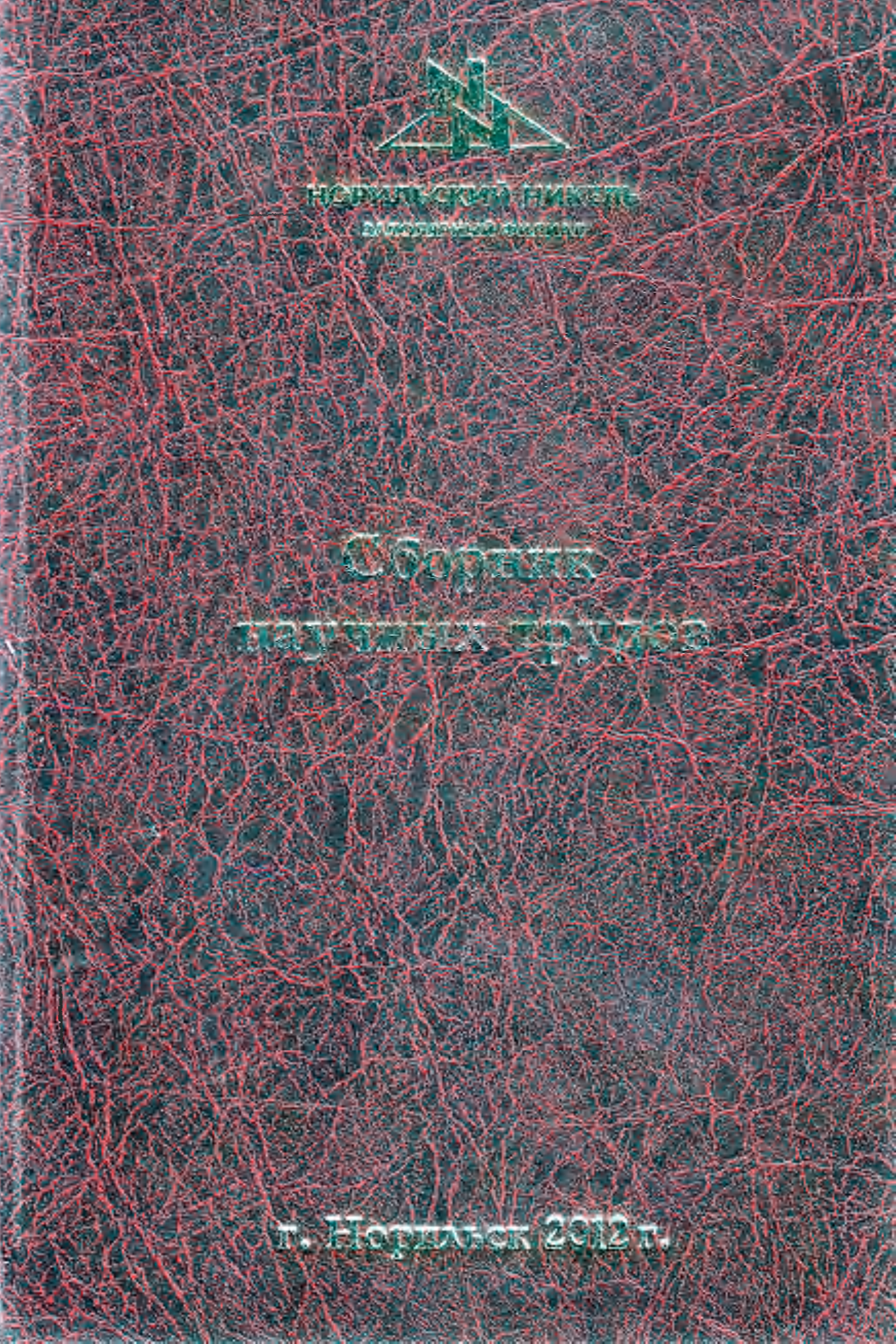

НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ
Сборник научных трудов
г. Норильск 2012 г.



ГЕОДИНАМИКА И СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ УДАРООПАСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ
06–11 августа 2012 года

СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

Открытое акционерное общество
“Горно-металлургическая компания “Норильский никель”
Заполярный филиал

СОДЕРЖАНИЕ

В.Н. КАРЕЛИН, заместитель директора ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» по минерально-сырьевому комплексу.
Освоение минеральной сырьевой базы заполярного филиала ОАО «ГМК «Норильский никель» 5

Е.А. Бабкин, Л.В. Какошина, Е.В. Родионова (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»), С.Н. Мулев (ОАО «ВНИМИ»).
Контроль и управление геомеханическими процессами на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» 15

Д.В. Яковлев, Т.И. Лазаревич, А.Н. Поляков, С.Н. Мулев (ОАО «ВНИМИ»).
Принципы построения интегрированных интеллектуальных систем сейсмо-деформационного контроля состояния геологической среды 26

В.Н. Опарин, А.С. Танайно (ИГД СО РАН).
Теоретическая база построения классификаций горных пород в технологических приложениях 36

А.А. Козырев, Э.В. Каспарьян, С.Н. Савченко, Ю.В. Федотова (ГОИ КНЦ РАН, г. Апатиты).
Закономерности проявлений техногенной сейсмичности в иерархично-блочных массивах горных пород 45

Д.В. Яковлев, А.Е. Удалов, Г.Л. Мильман (ОАО «ВНИМИ»).
Автоматизированные системы контроля проявлений горного давления, основанные на регистрации динамики деформаций контролируемых объектов в условиях изменяющихся напряжений (АС КГД) 52

А.А. Козырев, В.И. Панин, Ю.В. Федотова (ГоИ КНЦ РАН).
Техногенная сейсмичность при ведении горных работ на рудниках кольского полуострова 64

С.А. Вохмин, Ю.П. Требуш, Г.С. Курчин, Е.С. Майоров (Сибирский федеральный университет).
Научно-практическое обеспечение полноты извлечения из недр медистых и вкрапленных руд камерными системами при разработке месторождений талнахского рудного узла 70

В.Н. Захаров, О.Н. Малинникова, Ю.А. Филиппов и др. (ИПКОН РАН).
Моделирование влияния техногенного воздействия на изменение напряженно-деформированного состояния массива горных пород 77

П.В. Тимофеев (ЗАО «Атлас Копко»).
Анкерная крепь Swellex для сложных участков горных выработок 84

А.В. Карасев (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»).
Геомеханическое состояние горного массива в условиях повышенного горного давления шахты «Скалистая» рудника «Комсомольский» 88

А.А. Андреев, А.Е. Удалов, Б.Н. Севастьянов (ОАО «ВНИМИ»), Ю.Н. Наговицин (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»).
Перспективы развития способа разгрузки массива скважинами большого диаметра на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» 94

Л.В. Савчиков, И.В. Амосов (ООО «Институт Гипроникель»), А.А. Андреев, А.Е. Удалов (ОАО «ВНИМИ»).
Отработка залежей медистых, вкрапленных и богатых руд в районе предохранительного целика ствола ВС-3 100

В.Н. Колтышев, А.Н. Александров (ИГД СО РАН).
Распределение динамических явлений в массиве горных пород после массового взрыва 103

А.Г. Анохин (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»).
Опыт внедрения камерных систем разработки при отработке «медистых» руд рудника «Октябрьский» 106

В.Е. Миренков, А.А. Красновский (ИГД СО РАН).
Переопределенные задачи геомеханики по управлению горным давлением 113

Кузенков М.В. (ОАО «Кольская ГМК»).
Анализ применяемых систем разработки при отработке месторождений Ждановское и Заполярное 120

Кузенков М.В. (ОАО «Кольская ГМК»), А.Е. Удалов (ОАО «ВНИМИ»).
Оценка возможности проявлений геодинамических явлений при отработке ждановского месторождения 125

В.А. Звездкин (НМСУ «Горный»), В.Н. Карелин (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»).
К вопросу управления кровлей искусственными целиками из твердеющей закладки при отработке околоствольных предохранительных целиков глубоких рудников Талнаха 129

Д.В. Сидоров (НМСУ «Горный»).
Методы оценки напряженного состояния и удароопасности рудных залежей 135

А.Н. Шабаров, В.А. Звездкин (НМСУ «Горный»), Р.Б. Галаов, Ю.Н. Наговицин (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»).
К вопросу исследования и выявления тектонически опасных зон талнахского рудного узла 140

С.С. Пугачев, П.А. Корчак, С.А. Жукова (ОАО «Апатит»).
Анализ сейсмичности подземных рудников ОАО «Апатит» за 2011 год 149

В.Э. Асминг (Кольский филиал ГС РАН, г. Апатиты), С.А. Жукова, П.А. Корчак, (ОАО «Апатит»).
Геодинамический мониторинг района производственной деятельности ОАО «Апатит» 154

А.А.Еременко, В.А. Еременко (ИГД СО РАН) В.А. Штирц, В.У. Пашко, Е. Н. Щептев (ОАО «Евразруда»).
Отработка удароопасных месторождений в условиях аномально высокого напряженного состояния породного массива 159

В.И. Востриков, В.В. Ружич, О.В. Федеряев (ИГД СО РАН).
Исследование особенностей развития деформационных процессов в массивах горных пород в условиях глубоких карьеров 166

Назарова Л.А., Семенов В.Н., Танайно А.С., Усольцева О.М., Цой П.А. (ИГД СО РАН)
Возможности и задачи иссследований отдела горного породоведения ИГД СО РАН 174

В.И. Востриков (ИГД СО РАН)
Система деформационного мониторинга на рудниках Норильского комбината 182

В.Н. Опарин, В.И. Востриков (ИГД СО РАН)
Кинематический критерий прогнозирования предельного состояния массивов горных пород 191

В.А. Еременко (ИПКОН РАН), В.Н. Лушников (Компания «Коффи Майнинг ЛТД» г. Перт, Австралия), А.А. Котляров, Е.А. Лобанов (ОАО «Евразруда»)
Обоснование параметров технологии отработки удароопасных рудных участков на абаканском месторождении с отбойкой руды скважинами увеличенного диаметра в подземных условиях 200

Еременко В.А. (ИПКОН РАН), Прохватилов С.А., Еруcланов А.П., Смелик А.С. (Новокузнецкий отдельный военизированный горноспасательный отряд (ОВГСО) филиала ОАО «ВГСЧ», ОАО «ВГСЧ», г. Новокузнецк).
Исследование влияния объема выработанного пространства на интенсивность динамических явлений 209

Рыльникова М.В. (ИПКОН РАН).
Инновационные технологии ликвидации пустот при отработке удароопасных месторождений с применением подземных передвижных закладочных комплексов 212

С.Н. Мулев, С.В. Цирель., С.М. Данильев (ОАО «ВНИМИ»), Л.В. Какошина, И.А. Власова, Е.В. Родионова, (ОАО «ГМК «Норильский никель).
Спектрально-статистический анализ сейсмических сигналов различных классов, построение корреляционных зависимостей (АЧХ-нагружение), механизм автоматического разбиения событий по классам 217

В.Н. КАРЕЛИН, заместитель директора ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» по минерально-сырьевому комплексу, www.zf.norilsknickel.ru

ОСВОЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОЙ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ЗАПОЛЯРНОГО ФИЛИАЛА ОАО «ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ»

ОАО «ГМК «Норильский никель» (далее – Компания) является одной из крупнейших мировых горно-металлургических компаний, производство продукции которой во многом определяет уровень экономического развития и геополитический статус регионов, где Компания осуществляет свою хозяйственную деятельность. Стабильная работа ее Заполярного филиала (далее – ЗФ) имеет важнейшее значение для социально-экономического развития не только Норильского промышленного района, но и Красноярского края в целом.

ЗФ является базовым предприятием Компании, который расположен на полуострове Таймыр за Полярным кругом. На рис.1 показано месторасположение горных, обогатительных и металлургических переделов ЗФ.

Сырьевая база горнодобывающих предприятий ЗФ представлена сульфидными платино-медно-никелевыми рудами сверхкрупных Талнахского и Октябрьского месторождений, а также месторождения Норильск-1. На его предприятиях производится 85% российских никеля и кобальта, около 70% меди и более 95% металлов платиновой группы. Доля ЗФ в объеме промышленной продукции России достигает 1,9%. Основным видом продукции являются медь катодная, никель катодный и гранулированный, кобальт огневой и электролитический, платиновые концентраты, гранулированное серебро, селен технический, теллур для термоэлементов, комовая сера.



Рисунок 1 – Месторасположение горных, обогатительных и металлургических переделов ЗФ

Норильская руда уникальна: содержание никеля в основной массе руды достигает 3% и более. Имеются отдельные залежи с содержанием меди до 20% и платиноидов – свыше 40 граммов на тонну. В Норильском месторождении сосредоточено 35% мировых запасов никеля, около 10% – меди и кобальта, 40% – металлов платиновой группы.

Строительство объектов сырьевой базы обеспечивается необходимыми объемами финансирования, что позволяет своевременно восполнять и наращивать имеющиеся мощности – при соблюдении нормативов обеспеченности вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами руды.

Обеспеченность запасами богатых руд позволяет сохранить ежегодный объем добычи на достигнутом уровне в течение 25 лет при своевременном наращивании выбывающих мощностей. Такую же обеспеченность запасами, при увеличении объемов добычи свыше 5000 тыс. т. в год, имеют и медистые руды.

В 2010–2011 годах продолжается строительство объектов горнорудной базы ЗФ:

– объем инвестиций в развитие рудника «Таймырский» составил 60 млн. долларов США. Для восполнения выбывающих мощностей по добыче богатой руды велись работы по вскрытию участка Первой Хараелахской залежи Большой Горст. Введен в эксплуатацию первый пусковой комплекс производственной мощностью 300 тыс. т богатых руд в год;

– на руднике «Октябрьский» продолжились работы по развитию мощностей по добыче медистой руды. Объем инвестиций составил 33 млн. долларов США;

– на руднике «Скалистый» были продолжены работы по вскрытию, подготовке и отработке богатых руд, в том числе по строительству вентиляционного ствола ВС-10 и залежи С-2. Объем инвестиций достиг 120 млн. долларов США;

– на руднике «Комсомольский» освоены ранее введенные мощности по добыче вкрапленных руд и фланговых запасов богатых руд. Проведена модернизация оборудования комплекса скипового подъема, позволившая довести производительность этого комплекса до уровня 4,3 млн. т. в год, что обеспечивает надежную работу рудника на длительную перспективу. Объем инвестиций по руднику составил 18,6 млн. долларов США;

– на руднике «Заполярный» продолжились работы по расширению участков добычи вкрапленных руд месторождения «Норильск-1» для восполнения мощностей по добыче вкрапленной руды с объемов инвестиций 10,1 млн. долларов США.

Стратегия развития производства Компании до 2020 года предусматривает продолжение реализации проектов, направленных на развитие минерально-сырьевого комплекса ЗФ и предполагает вскрытие новых зале-жей в пределах существующих горных отводов действующих рудников, комплексную отработку месторождений по добыче всех типов руд, максимальное использование и прирост производственных мощностей действующих рудников.



Рисунок 2 – План с расположением Масловского месторождения рудоносной интрузии

Для сохранения приоритетных позиций на мировом рынке руководством Компании принято решение не снижать объемы инвестиций по ЗФ, направленных на капитальное строительство. В перспективе развития горнорудного производства предусматривается увеличение годовых объемов добычи руды до уровня 16,5 млн. тонн. В первую очередь, это станет результатом окончательного ввода в эксплуатацию рудника «Скалистый», строительство которого в настоящее время ведется ускоренными темпами. Рудник приступил к добыче руды в 2006 г. В перспективе эти объемы вырастут до 2,4 млн. тонн в год.

В целом на Таймырском полуострове (месторождения Норильск-1, Талнахское и Октябрьское) Компания обладает колоссальным потенциалом запасов руд для поддержания их активной части на не обходимом уровне. За период с момента утверждения запасов протоколом ГКЗ СССР № 7542 от 19.12.1975 отработано всего лишь 18 % имеющихся запасов.

Несмотря на огромные запасы, Компания целенаправленно проводит геологоразведочные работы, направленные на восполнение отрабатываемых запасов богатых и медистых и вкрапленных руд на действующих рудниках. Преимущественно восполнение осуществляется за счет фланговых участков эксплуатируемых рудных залежей. Перспективами в этом отношении являются пока не вскрытые залежи богатых и медистых, а также горизонты вкрапленных руд, которые будут последовательно вовлекаться в эксплуатацию.

В результате проведенных буровых работ в 80-х годах прошлого века, в 8–10 км к югу от рудника «Медвежий ручей», отрабатывающего открытым способом месторождение «Норильск-1», на Масловском участке была вскрыта рудоносная интрузия норильского типа, залегающая на глубинах 650–1100 м (рис. 2), которую Государственной комиссией по запасам Роснедра. принято поставить на государственный баланс Масловское месторождение.

Компанией большое внимание уделяется вопросам организации, модернизации и технического перевооружения производства, повышения эффективности его инженерного обеспечения. Следует отме-

тить, что технология горных работ и применяемые на рудниках системы разработки по своей эффективности сопоставимы с показателями ведущих фирм, однако в части автоматизации производства и внедрения информационных технологий горные предприятия Компании существенно уступали зарубежным аналогам.

Намечена обширная программа комплексной интеграции инновационных технологий в производственный процесс добычи полезного ископаемого в условиях ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель», включающая основные направления:

– разработка и внедрение систем автоматизации, управления и связи;

– внедрение проекта «Система автоматизации горных работ» на базе программно-аппаратного комплекса Minescape компании Mincom;

– внедрение проекта «Использование отвальных породных хвостов ТОФ для закладки выработанного пространства рудников Талнаха» (шифр ТР-3Х);

– совершенствование парка самоходного оборудования;

– внедрение системы контроля и управления качеством отгружаемых потребителям руд.

На рудниках «Октябрьский» и «Таймырский» внедрена система беспроводной высокочастотной транкинговой сети радиосвязи с использованием базовой системы МСА 1000 производства Австралия, на руднике «Скалистый» производится ее монтаж. Названная система радиосвязи способна обеспечивать оперативную связь на поверхности и под землей, что позволяет повысить эффективность и безопасность производства за счет повышения качества управления горными работами. На базе данного вида связи внедрена система автотабельного учета на рудниках и двух новых цифровых АТС производства фирмы Siemens, что значительно улучшило качество проводной связи и расширило ее функциональность. Большинство рудников ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» относятся к опасным по газу, что обуславливает необходимость использования оборудования во взрывобезопасном исполнении и искробезопасных линий связи. На рудниках ЗФ в качестве барьеров и систем громкоговорящего оповещения используются комплексы «ДИСК-ШАТС», «ШТСИ» (отечественного производства) и система ATAR (Атар) фирмы FUNKE+HUSTER (Функе хустер), Германия.

Большое значение в системе контроля ведения технологического процесса занимают системы видеонаблюдения. Наличие опасных по газу зон обуславливает необходимость использования в подземной части рудников видеокамер во взрывобезопасном исполнении. В основном на рудниках ЗФ используются цифровые IP видеокамеры производства фирмы BARTEC, Германия. В качестве среды передачи видеосигнала используются оптические кабели. В основном видеокамеры установлены на шахтных подъемах и трактах выдачи руды, видеонаблюдение также используются для охраны объектов.

Основная мировая тенденция последнего времени – это все более широкое использование на рудниках для создания систем диспет

черизации, связи и промтелевидения технологии ETHERNET. В России на рудниках и шахтах опасных по газу и пыли массовое внедрение данных технологий сдерживалось отсутствием сертифицированного коммуникационного оборудования. В настоящее время данное оборудование серийно производится, в том числе и российскими фирмами. Использование технология ETHERNET является основой для создания среды передачи данных на горных предприятиях МСК ЗФ. В качестве магистральных линий передачи данных все более широко используются оптические кабели. Использование универсальной среды передачи данных позволяет значительно снизить затраты на прокладку магистральных линий передачи данных и связи. Так при применении IP-телефонии можно практически полностью отказаться от использования дорогих в монтаже и эксплуатации телефонных кабелей с медными жилами. В последнее время на рынке появилось оборудование, позволяющее с использованием технологии WI-FI комплексно решать вопросы предоставления услуг мобильной IP-телефонной связи, позиционирования персонала, контроля параметров работы самоходного оборудования, видеонаблюдения. На ряде зарубежных рудников, с применением аналогичного оборудования, решаются вопросы дистанционного, из операторского пункта, управления ПДМ и буровыми установками. Подземное взрывобезопасное оборудование, использующее технологии WI-FI, еще не сертифицировано в России, но рядом фирм работы в данном направлении уже ведутся. Следует отметить, что на норильских рудниках в виду значительной протяженности горных выработок обеспечение полного покрытия радиосетью WI-FI будет иметь очень высокую стоимость, поэтому данные технологии будут применяться только на отдельных, локальных участках.

Внедрение современных систем диспетчеризации, связи и промышленного телевидения обеспечивает рост производительности труда, повышает безопасность работы персонала, обеспечивает более высокий уровень производственной дисциплины.

Ведутся работы по внедрению проекта «Система автоматизации горных работ» на базе программно-аппаратного комплекса Minescape компании Mincom. В процессе внедрения информационной системы одним из наиболее эффективных методов маркшейдерской съемки становится метод с использованием электронных цифровых маркшейдерских приборов – сканеров и теодолитов. Применение этих приборов позволяет сократить время на производство маркшейдерских работ при одновременном повышении точности, сокращает время на камеральную обработку данных и ужесточает контроль за производством горных работ, что повышает безопасность их ведения.

Одной из наиболее затратных статей расходов в себестоимости добычи руды является закладка выработанного пространства. С на-

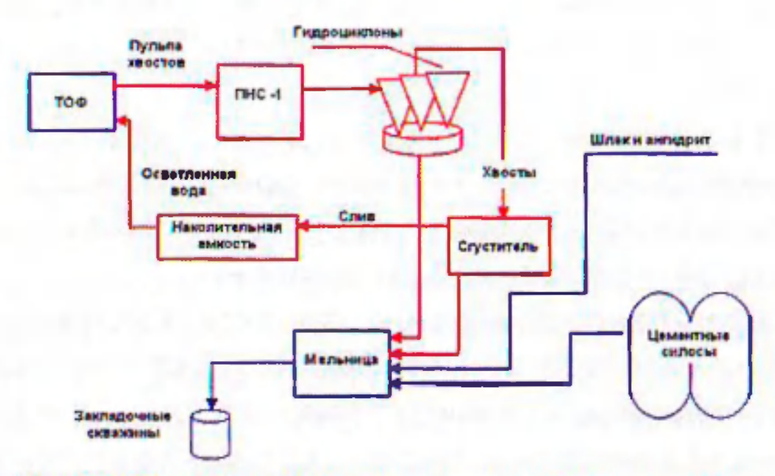
чала освоения технологии закладки на Талнахско-Октябрьском месторождении в подземные выработки уложено свыше 60 млн. м^3 закладочного бетона. В общих затратах на добычу руды с закладкой, на долю закладочных работ приходится 18–22% общей себестоимости добычи. В настоящее время одним из наиболее перспективных путей снижения затрат на закладочном переделе рудников ЗФ является использование в закладку хвостов обогащения Талнахской обогатительной фабрики. Состав закладочного бетона при новой перспективной технологии будет состоять из трех компонентов, шлак – хвосты – цемент, с диапазоном марок по прочности от 10 до 100. Проект ТР-3Х предполагает реализацию 4-х пусковых комплексов:

1-й пусковой комплекс – строительство опытно-промышленной установки (ОПУ) на ПЗК 33С рудника «Комсомольский» (включая мероприятия на ТОФ, трассу гидротранспорта ТОФ–ПЗК 33С РК), мощность 250 тыс. м^3/год.

2-й пусковой комплекс – строительство нового ПЗК «Центральный» на площадке рудника «Маяк» (включая трассу гидротранспорта ПЗК 33С РК-ПЗК «Центральный»), мощность 1000 000 м^3/год.

3-й пусковой комплекс – реконструкция ПЗК рудника «Таймырский» (включая мероприятия на ТОФ и трассу гидротранспорта ТОФ–ПЗК РТ), мощность 600 тыс. м3/год.

4-й пусковой комплекс – реконструкция ПЗК рудника «Октябрьский» (включая трассу гидротранспорта ПЗК РТ–ПЗК РО), мощность 1000 000 м^3/год.



Принципиальная схема технологии приготовления закладочной смеси с использованием хвостов ТОФ

Эффективность и безопасность горного производства во многом определяются применяемым технологическим оборудованием. Особое внимание уделяется оснащению технологических комплексов высокопроизводительным горно-шахтным оборудованием с максимально возможной автоматизацией производственных процессов. На горных предприятиях проходят апробацию новейшие модели горно-шахтного оборудования – рис. 3.

На данный момент на рудниках эксплуатируется 475 единиц СДО фирм – «Атлас Копко», «Сандвик», «Катерпиллар» и «Нормет», «ПАУС».

Отгрузка и доставка руды из забоев до рудоспусков, а также вспомогательные работы на рудниках производятся погрузочно-доставочными машинами (ПДМ) фирм «Атлас Копко», «Сандвик Майнинг энд Констракшн», «Катерпиллар» грузоподъемностью от 2 до 17 тонн.





Рисунок 3 – Буровое оборудование и дистанционно управляемые породо-погрузочные машины

ПДМ грузоподъемностью от 10 до 17 тонн предназначены для погрузки и транспортировки горной массы при проходке подземных горных выработок, а так же очистной выемки с применением, для безопасного ведения работ, системой дистанционного управления (ДУ). Погрузчики малой и средней грузоподъемности (2–7 т) осуществляют вспомогательные работы и доставку материалов.

Транспортировка горной массы осуществляется шахтными автосамосвалами (ШАС) грузоподъемностью 30–45 тонн фирм «Атлас Копко», «Сандвик Майнинг энд Констракшн», «Катерпиллар».

Для выполнения буровых работ (бурения шпуров и скважин) применяются самоходные буровые установки (СБУ) и станки фирм «Атлас Копко» и «Сандвик Майнинг энд Констракшн». Бурение скважин осуществляется диаметром от 64 до 244,5 мм.

Производство вспомогательных работ осуществляется оборудованием фирм «Нормет», «Паус», «Катерпиллар», которое предназначено для: оборки кровли, бортов горных выработок от отслоившихся кусков горной массы и крепления горных выработок, доставке людей, взрывчатых и горюче-смазочных материалов, зарядки шпуров, зачистки и ремонту подземных горных выработок и откаточных горизонтов. Согласно «Среднесрочной программы развития…» в 2017 году количество СДО составит 571 ед., что на 96 ед. (21%) больше существующего.

В настоящее время в ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» реализуется программа по созданию системы контроля и управления качеством отгружаемых потребителям руд. Первым шагом по пути ее реализации стало

создание системы контроля качества руд, отгружаемых на Талнахскую обогатительную фабрику. Контроль качества базируется на показаниях восьми рудоконтролирующих станций РКС-КМ, принцип действия которых основан на рентгено-спектральном флуоресцентном методе измерений содержаний полезных компонентов в потоке. Рудоконтролирующие станции расположены на конвейерных трактах выдачи руды горнодобывающих предприятий и на трактах поступления рудного сырья на Талнахскую обогатительную фабрику. Данное техническое решение обусловлено необходимостью оценки соблюдения баланса между входом и выходом Системы контроля, наличие которого свидетельствует о корректности работы Системы в целом.

Концепция внутриконтурной настройки Системы контроля, разработанная специалистами Компании и осуществленная производителем оборудования, является принципиально новой, ранее не применяемой в практике горнодобывающего производства и позволяет контролировать работоспособность оборудования без применения трудоемких и сложно реализуемых в условиях действующего производства методов поверки корректности работы отдельных составляющих Системы контроля качества руды.

Оборудование объединено в единую систему, интерфейс которой позволяет пользователям судить о динамике изменения качественных показателей отгружаемой руды в режиме реального времени и создает возможность принятия оперативных мер по регулированию качества отгружаемых руд. Информативность Системы выводит возможности оперативного контроля и управления качеством отгружаемых потребителям руд на гораздо более высокий, качественно новый уровень.

Система находится в стадии развития. Уделяется внимание возможности применения принципиально отличающегося от используемого на сегодняшний день оборудования. Конечной целью проводимой в данном направлении работы является доведение Системы контроля качества отгружаемых руд до уровня балансовой учетной единицы в условиях горнодобывающего производства ЗФ. В будущем планируется ее распространение на весь спектр направлений отгрузки руды потребителям.

Следует особо отметить подход ЗФ к повышению эффективности и безопасности разработки рудных залежей, удароопасных и склонных к горных ударам.

Горные работы на рудниках ведутся на глубинах до 1500 м. Талнахское и Октябрьское месторождения полиметаллических руд ниже глубины 700 м отнесены к опасным по горным ударам (рудники «Октябрьский» и «Таймырский», частично – «Комсомольский»).

Управление горным давлением – комплекс технологических мероприятий, позволяющих безопасно отрабатывать месторождение с минимальным негативным воздействием фактора горного давления на ведение горных работ.

Прогнозирование горных ударов и управление горным давлением на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» производится на региональном

и локальном уровнях, в соответствии с «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам», РД 06-329-99, утвержденной постановлением Госгортехнадзора России от 24.11.99 № 86 (далее в тексте – Инструкция) и «Указаниями по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам».

Региональный прогноз геодинамических явлений на рудниках «Октябрьский» и «Таймырский» и «Комсомольский» (шахта «Скалистая») осуществляется Центром геодинамической безопасности. Количество, энергия и координаты сейсмособытий являются основой для построения прогнозных карт, на которые наносятся границы зон, потенциально опасных по проявлению динамических явлений.

Для получения достоверной информации и оценки влияния удаленных землетрясений и техногенного воздействия на массив горных выработок ведется мониторинг сейсмичности системой «Вулкан» (шахты «Ангидрит» и «Комсомольская»).

На основе регионального прогноза выполняется локальный прогноз специализированными участками в составе рудников и НШСТ, который заключается в инструментальном определении категории удароопасности или возможности проявления горного удара в данной точке в настоящий момент.

Специализированные участки (УППГУ) созданы на рудниках «Комсомольский», «Октябрьский» и «Таймырский» и тресте НШСТ. Службы ПУППГУ рудников оснащены компьютерной техникой и следующими приборами для выполнения инструментального прогноза удароопасности:

– Регистраторы акустические: «Прогноз 1», АЭР-1.

– Аппаратура АЭ-72.

– Аппаратура «Ангел».

Имеются в наличии комплект аппаратуры СЭР-1 и «Флора».

Предотвращение горных ударов производят путем формирования в массиве защищенных зон – участков, в которых величины действующих напряжений ниже, чем в нетронутом массиве и, таким образом, в них обеспечиваются безопасные условия ведения горных работ. Формирования защищенных зон строится путем последовательной проходки горных выработок по кровле (или почве) рудного тела и закладки твердеющими смесями, а так же с помощью бурения параллельных скважин диаметром 110–165 мм с расстоянием между центрами скважин 3–5 Ø скважин. Иногда, для большей эффективности, в скважинах производят камуфлетное взрывание. Как показала практика, способ формирования защищенных зон с помощью разгрузочных скважин является наиболее технологически эффективным.

Для примера в 2011 году по рудникам ЗФ было осуществлено:

– бурение разгрузочных скважин диаметром 105-165 мм для разгрузки участков массива и создания защищенных зон – 85000 п.м. (что в среднем соответствует защищенной зоне в размере 7750 кв.м);

– бурение шпуров диаметром 43-64 мм для приведения краевой части массива горных выработок в неудароопасное состояние – 62350п.м. (что в среднем соответствует защитной зоне в размере 1250 кв. м).

На руднике накоплен большой опыт использования скважинной разгрузки, испытаны новые способы осуществления бурения скважин большого диаметра. К ним относятся прошедшие испытания:

– бурения скважин с различным размером межскважинного целика (0,9, 1,0 и 1,4 м);

– бурения встречных скважин для разгрузки целиков шириной до 65 м;

– создания разнопрочного массива бурением разгрузочных скважин разной длины.

В результате получен целый спектр инструментов, позволяющий выполнить скважинную разгрузку практически в любых горнотехнических, горно-геологических и геомеханических условиях.

Управление горным давлением на обнажениях горных выработок осуществляется путем крепления.

Для эффективности и безопасности разработки рудных залежей, удароопасных и склонных к горных ударам Компания привлекает ведущие научно-исследовательские институты, такие как НМСУ «Горный», ИГД СО РАН, ИПКОН, ОАО «Гипроникель», ВНИМИ, СФУ и многие другие, выполняющие договорные работы совместно с Центром геодинамической безопасности по анализу и оценке геомеханической обстановки на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «НН», оценке состояния крепи и контура капитальных и подготовительных выработок, разработке профилактических мероприятий и экспертной оценке достаточности принимаемых мер по безопасному ведению горных работ на рудниках ЗФ.

Выполненный краткий анализ современного состояния производства одного из крупнейших в мире горно-добывающего и металлургического предприятия позволяет констатировать следующее:

– в настоящее время Заполярный филиал ОАО «ГМК «Норильский никель» является предприятием современной техники и технологии. По объемам и уникальности своих запасов, разнообразию минеральных разновидностей он не имеет равных в мире. Горные работы на рудниках Компании ведутся с применением высокотехнологичных систем, обеспечивающих в сложных горно-геологических условиях высокую производительность и безопасность труда;

– отработка рудных залежей, склонных и опасных по горным ударам ведется под научным сопровождением ведущих научно-исследовательских организаций с непрерывным мониторингом сейсмоактивности массива горных пород;

– в ближайшие годы предполагается расширение минерально-сырьевой базы Компании за счет более интенсивной добычи медистых и вкрапленных руд с освоением вновь открытых месторождений.

**Е.А. Бабкин, Л.В. Какошина, Е.В. Родионова
(ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»)
С.Н. Мулев (ОАО «ВНИМИ»)**

КОНТРОЛЬ И УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ НА РУДНИКАХ ЗФ ОАО «ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ»

Основу сырьевой базы ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» (ЗФ) составляют залежи медно-никелевых руд Талнахского и Октябрьского месторождений, разрабатываемых рудниками «Комсомольский», «Октябрьский» и «Таймырский».

Горные работы на рудниках ЗФ ведутся на глубинах до 1500 м. В соответствии с РД 06-329-99 [1] Талнахское и Октябрьское месторождения полиметаллических руд ниже глубины 700 м отнесены к опасным по горным ударам (шахта «Скалистая», частично шахта «Комсомольская» рудника «Комсомольский», рудники «Октябрьский» и «Таймырский»).

Геодинамические явления (горные и горно-тектонические подвижки, удары и др.) являются, прежде всего, результатом толчкообразного, хрупкого разрушения зон или участков горного массива в результате действия накопленной внутренней энергии очаговой области или потери устойчивого состояния в результате проведенных ранее или проводимых технологических процессов. Таким образом, одним из проявлений геодинамических событий является сейсмическая активность.

Выделение сейсмоактивных зон, опасных по горным ударам, и управление горным давлением на рудниках ЗФ производятся на региональном и локальном уровнях (рис. 1).



Рисунок 1 – Структурная схема прогноза геодинамических явлений

Проблема региональной (в пределах рудного поля) геодинамической безопасности решается путем контроля и изучения сейсмических процессов с помощью специально рассчитанной сейсмической сети на основе пространственной модели напряженно-деформированного состояния массива горных пород и базируется на кинематических и динамических особенностях сейсмических волн. Сеть наблюдения должна быть объемной, регулярной и охватывать весь контролируемый массив горных пород (МГП).

Региональный прогноз геодинамических явлений на основе сейсмического мониторинга данных осуществляется Центром геодинамической безопасности (ЦГБ).

Для практической реализации метода геодинамического контроля на основе регистрации, происходящих в горном массиве сейсмических процессов, на рудниках ЗФ установлены и функционируют следующие системы сейсмического мониторинга:

– «Релос-РШ-64» (ЗАО НТЦ «Автоматика», г. Красноярск) для рудников «Октябрьский» и «Таймырский»;

– ISS (ISS International Ltd, ЮАР) для шахты «Скалистая» рудника «Комсомольский»;

– «Вулкан» (НПП «Вулкан», г. Обнинск).

Системы сейсмического мониторинга обеспечивают регистрацию микросейсмических и сейсмоакустических сигналов, возникающих при динамических проявлениях горного давления в массивах горных пород, их селекцию на фоне технологических и электрических помех, расчет характеристик и параметров сейсмоявлений, непрерывный мониторинг потенциально опасных шахтных полей и их участков в автоматическом режиме и автоматизированную обработку информации для оценки степени удароопасности.

Технические средства систем сейсмического мониторинга имеют двухуровневые структуры (наземную и подземную), представленные на рис. 2, 3, 4.

Наблюдениями охвачены шахтные поля рудников «Октябрьский» и «Таймырский», где расположены 30 сейсмопавильонов, и шахта «Скалистая» рудника «Комсомольский», где развернута сеть, состоящая из 12 сейсмопавильонов. Такое количество сейсмических пунктов наблюдения обеспечивает регистрацию явлений с сейсмической энергией от 10 Дж и выше. Система «Вулкан» насчитывает в себе два пункта регистрации (рудники «Комсомольский» и «Кайерканский» шахта «Ангидрит») и предназначена для регистрации удаленных землетрясений и оценки их влияния на сейсмическую активность наблюдаемого МГП.

Конфигурации сейсмических сетей МГП рудников представлены на рисунках 5 и 6.

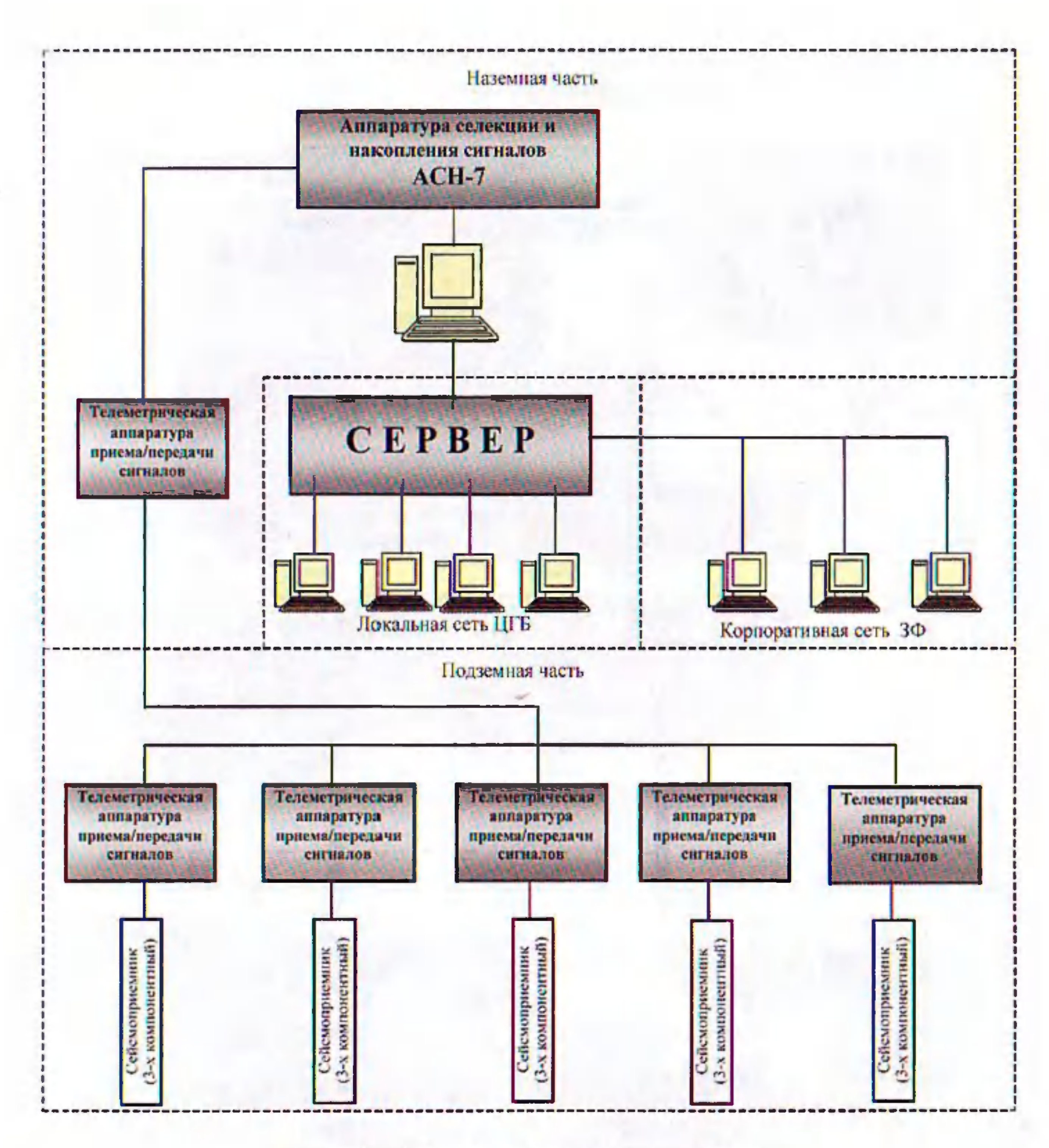


Рисунок 2 – Структурная схема технических средств сейсмокомплекса «Релос-РШ-64»

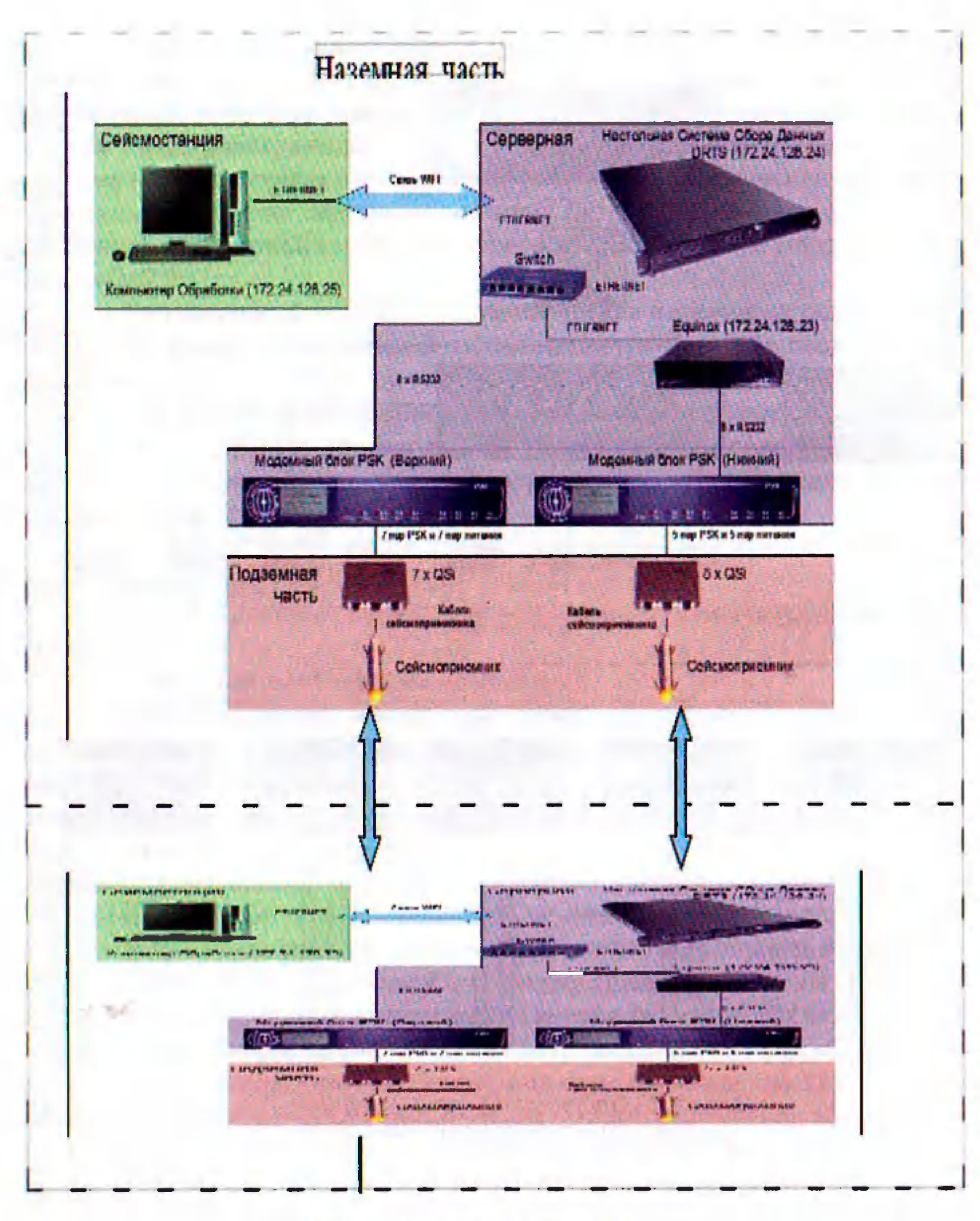


Рисунок 3 – Структурная схема системы сейсмического мониторинга ISS

Наземная часть

АБК рудников «Комсомольский»
и «Кайерканский» шахта «Ангидрит»

ЦГБ

Подземная часть

(МГП рудников «Комсомольский»
и «Кайерканский» шахта «Ангидрит»)

Рисунок 4 – Структурная схема системы сейсмического мониторинга «Вулкан»

Конфигурация сети в плане

р. Октябрьский

р. Таймырский

р. Таймырский Северная 2

Сейсмостанция

Рисунок 5 – Расположение сейсмических павильонов в плане МГП рудников «Октябрьский» и «Таймырский»

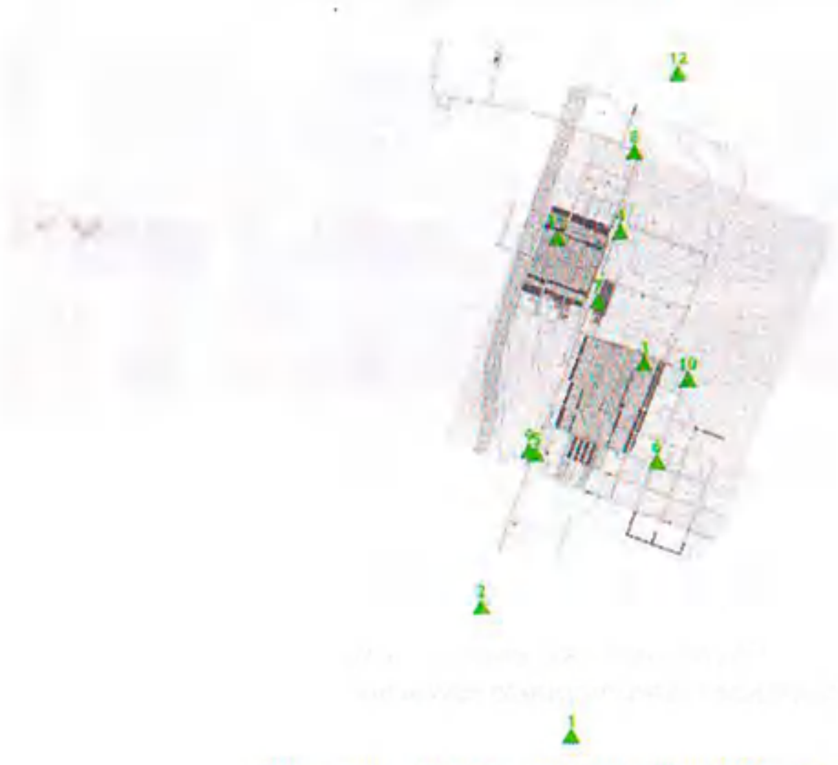


Рисунок 6 – Расположение сейсмических павильонов в плане МГП шахты «Скалистая» рудника «Комсомольский»

Региональный прогноз удароопасности по данным непрерывной регистрации сейсмических событий основан: на оценке распределения в пределах шахтного поля мест сейсмических событий, плотности распределения количества событий N за интервал времени T (активности), плотности распределения энергии E, уровня параметра F.

Методика построения прогнозных карт [2] основана на обработке данных о колебаниях, вызванных одним событием, зафиксированных разными пунктами приема (сейсмоприемниками и сейсмопавильонами), ручным способом оцениваются время начала приема события в каждом сейсмопункте (t_{oi}) и длительность события (τ_o) каждого события для каждого датчика. На основании этих данных, а также координат сейсмопавильонов и оценок скоростей распространения сейсмических волн программным способом вычисляются следующие параметры: время начала события в очаге координаты (t_o), координаты очага (x_o, y_o, z_o), длительность события (τ_o) и сейсмическая энергия в очаге (E). Обработку сейсмического события производят в течение 30 минут после регистрации (звукового сигнала). Результаты обработки хранятся в базе данных SQL-сервера.

Для оценки сейсмоактивности и прогноза удароопасности используется совокупность данных о координатах и энергии событий в единичном объеме за 31 сутки до дня оценки для системы сейсмического мониторинга «Релос-РШ-64» и за 91 сутки для системы ISS. Распределение сейсмичности в плане используется для осуществления регионального прогноза удароопасных областей.

Основной величиной, с помощью которой ведется оценка и прогноз сейсмической активности, является параметр F, отражающий количественные и энергетические показатели сейсмической активности.

$$F_t = \sum_{1}^{\hat{O}} N_t + D_t$$

Активность N – это приведенное количество сейсмических событий на участке с энергией свыше E_o = 70 Дж за представительный удельный интервал времени регистрации T = 31 сутки (T=91 – для системы ISS) перед моментом прогнозирования.

Суммарная деформация D – это приведенная сумма деформаций (квадратных корней энергии) сейсмических событий с энергией свыше E_o = 70 Дж, отнесенная к деформации события с энергией 10 Дж (50 Дж – для системы ISS).

По результатам научно-исследовательской работы ОАО ВНИМИ [3], в процессе анализа параметра F в расчет были внесены следующие изменения:

– введен поправочный коэффициент β, позволяющий учитывать свойства массива накапливать упругую энергию в блочных структурах и выделять ее в виде сильных энергетических событий (F=F/β);

– скорректирован коэффициент, учитывающий степень затухания сейсмической активности со временем – заменена прямая зависимость влияния энергии сейсмических событий на экспоненциальную (чем дальше сейсмическое событие отстоит от даты показания параметра F, тем меньше значение его энергии

$$E_{тек} = e^{-0,1 \cdot t} \left(E_{соб} - t \cdot \frac{E_{соб}}{31} \right)$$

);

– введен порог значимости сейсмических событий по значению энергии – события, имеющие энергию менее 70 Дж в результате затухания, в расчет не принимаются.

Учет горно-технологических факторов при оценке параметров сейсмических событий осуществляется путем сопоставления положений зон с высокими уровнями сейсмической активности с положениями действующих горных выработок. Прогноз потенциальной удароопасности опирается на установленные относительно высокие значения коэффициентов корреляции (R=0,55–0,6) текущих значений F с наблюдающимися в следующую неделю после дня составления прогноза.

Высокие значения F указывают на интенсивное протекание геодинамических процессов, а их нарастание свыше критических уровней указывает на активизацию геодинамических процессов. Однако само по себе нарастание геодинамической активности не дает прямых оснований для прогнозирования роста удароопасности, необходимо учитывать также близость гипоцентров сейсмических событий к действующим горным выработкам и направление движения очагов геодинамических процессов.

Ежедневно в системе сейсмического мониторинга «Релос-РШ-64» строятся карты сейсмической активности с выделением динамически активных зон. Базовым является построение горизонтального плана (схемы), где в качестве исходных используют максимальные значения параметра F по блокам с одинаковыми горизонтальными координатами центров и разными значениями координаты Z. На схеме указывают также проекции линии отработки рудного тела. Также наносят данные о местоположении очагов событий в виде символов, спроектированных с разных глубин на заданный уровень горизонта. Уровень энергии сейсмических событий отображают размером символа на схеме в 6-ти диапазонах градации: 1 – от 1 до 150 Дж, 2 – от 150 до 500 Дж, 3 – от 500 до 1500 Дж, 4 – от 1500 до 4500 Дж, 5 от 4500 до 10000, 6 – свыше 10000. С увеличением номера градации размер символа увеличивают. Радиус влияния вокруг гипоцентра крупного сейсмического события,

в котором, за счет сотрясений пород от прохождения упругих волн, возможны разрушения крепления и стенок горных выработок, наносится на карту текущего прогноза в виде окружности зеленого цвета для событий свыше 4500 Дж и красного для событий свыше 10000 Дж. Расчетный размер опасной зоны влияния события вычисляется по формуле:

$$R_E = 1,5\ E^{1/3} + \Delta R,\ м$$

R_E – радиус опасной зоны (круга) на плоскости;
E – сейсмическая энергия события в Дж;
ΔR – 15 м.

Система сейсмического мониторинга ISS находится в опытно-промышленной эксплуатации. По предложенным ВНИМИ параметрам (плотность сейсмических событий N=70, плотность сейсмической энергии E=107, параметр F=90) ежедневно строятся карты сейсмической активности с периодом накопления 3 месяца.

Для проведения углубленного анализа сейсмически активных зон в обеих системах существует возможность построения планов, разрезов, различных графиков и диаграмм. Примеры построения карт удароопасности по параметру F в виде изолиний представлены на рисунках 7 и 8.

Каталоги событий и прогнозные карты ежесуточно заносятся в базу данных, доступ к которой имеют участки прогнозирования и предотвращения горных ударов (УППГУ) рудников.

УППГУ осуществляют анализ горнотехнической ситуации в районах выделенных опасных зон, визуальные обследования расположенных в них горных выработок, выбирают места наиболее вероятного проявления динамических разрушений и на данных участках производят инструментальную оценку категории удароопасности локальными методами. На основании результатов локального прогноза удароопасности принимаются решения о необходимости и вариантах проведения профилактических противоударных мероприятий.

Поскольку любое техническое решение по ведению горных работ должно базироваться на результатах исследований напряженно-деформированного состояния разрабатываемого массива, данное направление деятельности в ЗФ реализуется с привлечением специализируемых научно-исследовательских организаций.

Результатом исследовательских работ является разработка научно-обоснованных рекомендаций по безопасному и эффективному ведению горных работ, которые используются при годовом и перспективном планировании.

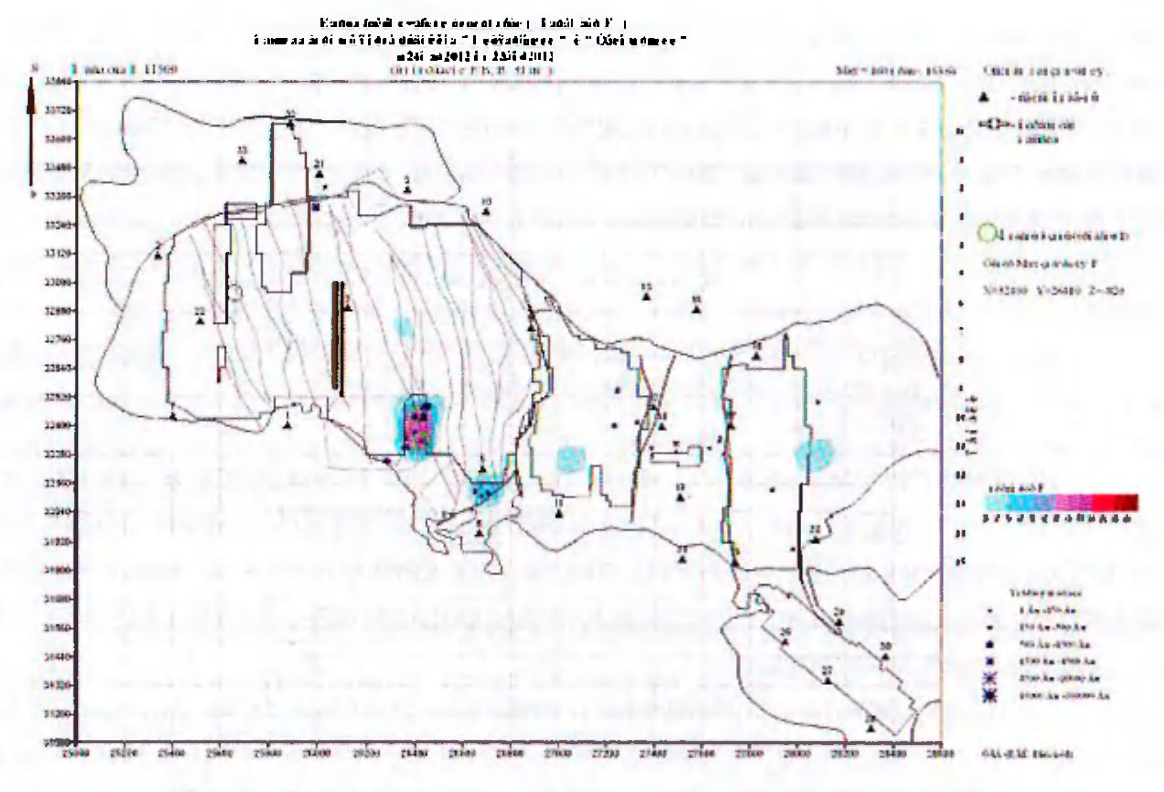


Рисунок 7 – Пример построения карты удароопасности по параметру F системы «Релос –РШ-64»

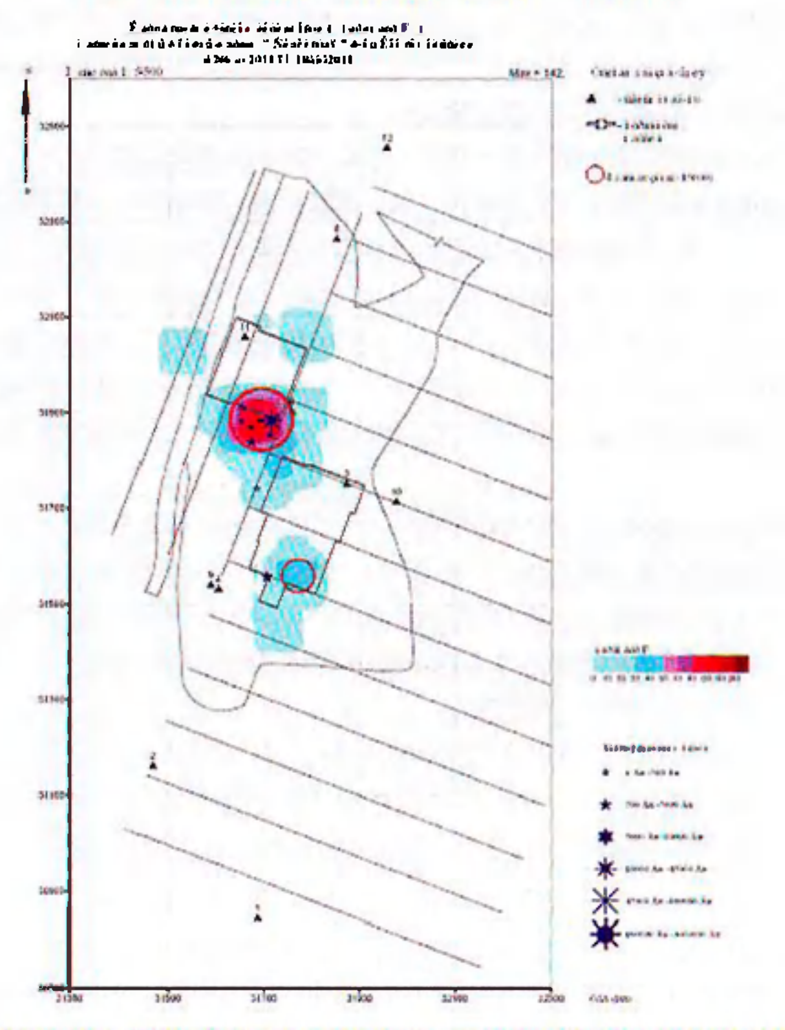


Рисунок 8 – Пример построения карты удароопасности по параметру F системы «ISS»

Комплексный подход по обеспечению геодинамической безопасности, реализованный в ЗФ, и включающий 2-х уровневый прогноз (региональный и локальный) опасных по горным ударам зон и управление горным давлением, постоянный контроль за изменением напряженно-деформированного состояния горного массива в процессе отработки с организацией научно-исследовательских работ, позволяет в настоящее время обеспечивать высокую степень промышленной безопасности при ведении горных работ в особо сложных горно-гелогических условиях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. РД 06-329-99. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам. – М., 2000.

2. Методика по контролю участков массива микросейсмическим методом на основе системы сейсмического контроля «Релос-РШ-64», ОАО ВНИМИ, Санкт-Петербург, 2010. – 46 с.

3. Разработка методики и комплексных критериев оценки удароопасности при проведении сейсмического мониторинга автоматизированной системой контроля удароопасности РЕЛОС на рудниках «Октябрьский и «Таймырский»: отчет о НИР (окончательный) / ОАО «Научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела – межотраслевой научный центр ВНИМИ»; рук. С.Н. Мулев – Санкт-Петербург, 2010. – 19 с.

Д.В. Яковлев, Т.И. Лазаревич, А.Н. Поляков, С.Н. Мулев (ОАО ВНИМИ)

ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ ИНТЕГРИРОВАННЫХ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫХ СИСТЕМ СЕЙСМО-ДЕФОРМАЦИОННОГО КОНТРОЛЯ СОСТОЯНИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ СРЕДЫ

После произошедшей в последние годы серии тяжелых аварий на угольных шахтах России, Роснадзором предприняты кардинальные шаги по изменению стратегии контроля безопасности угольных шахт. Законодательно закреплены принципиально новые требования к созданию современных многофункциональных систем безопасности угольных шахт, по сути меняющих саму стратегию обеспечения безопасности. Требования создания многофункциональных систем безопасности угольных шахт включены в качестве обязательной нормы в обновленную редакцию «Правил безопасности в угольных шахтах» и являются обязательными для исполнения.

Нововведения «Правил безопасности в угольных шахтах» во многом меняют приоритеты в вопросах обеспечения безопасности подземных горных работ, ориентируя их на использование интеллектуальных систем получения и управления информацией на основе использования современных технических средств телекоммуникации. Они предполагают разработку единого комплекса контролируемых параметров горной среды, критериев и регламента управления этим состоянием технологией горных работ. Службы обеспечения систем контроля безопасности непосредственно становятся звеном обеспечения эффективного и безопасного производственного процесса, отвечая, в первую очередь, за полноту и достоверность предоставляемой информации.

В качестве одной их наиболее ответственных подсистем многофункциональной системы безопасности рассматривается подсистема контроля безопасного состояния горного массива и прогноза горных ударов. Эта система предусматривает проведение мониторинга геодинамических и техногенных процессов, сопутствующих добыче, оценки геомеханического состояния горного массива, осуществления регионального и локального прогноза удароопасности на основе использования современных систем и аппаратурных комплексов проведения режимных геофизических и геомеханических наблюдений.

Наиболее ответственными объектами контроля систем безопасности являются горный массив и проводимые в нем горные выработки, с учетом реально существующих природных и техногенных рисков, способных привести к аварийным ситуациям.

В настоящее время не существует общепринятых нормативно-методических указаний по проектированию таких систем, необходимой комплектации, архитектуре и методическому обеспечению функционирования

систем контроля состояния горного массива, их аппаратурной и функциональной совместимости с другими системами контроля безопасности. Указания на необходимость соответствия основных технических характеристик создаваемых многофункциональных систем контроля и их подсистем требованиям технических регламентов или национальных стандартов по промбезопасности, как минимум, потребуют значительного обновления ряда норм, либо включения в них нового раздела, содержащего стандарты их комплектации и регламент функционирования.

Требования к построению системы контроля безопасного состояния горного массива предусматривают организацию постоянного мониторинга геодинамических и техногенных процессов, сопутствующих подземной добыче, комплексной оценки геомеханического состояния горного массива, осуществления на этой основе более достоверного регионального и локального прогноза удароопасности.

Исходя из имеющегося опыта построения подобных систем контроля на многочисленных горнодобывающих объектах РФ, ВНИМИ за многие годы эксплуатации систем выработаны стандартные условия их рационального конструктивного исполнения и эффективного функционирования, обеспечиваемого оптимальными (по составу и объемам) конфигурациями сетей, а также рационально скомплектованным составом и оснащением входящих в эти системы элементов. В общих случаях они предусматривают:

– **трехуровневое построение систем** мониторинга геодинамических и техногенных процессов, удароопасности с обеспечением на этих уровнях, соответственно, региональных, зональных и локальных оценок мер рисков;

– обеспечение **режима непрерывной регистрации** (для локального прогноза – периодической регистрации) контролируемых процессов и параметров;

– обеспечение **адаптационного режима** настройки и функционирования систем с учетом изменяющихся горно-геологических и горнотехнических условий их эксплуатации;

– обеспечение **аппаратурной совместимости** подсистем;

– **диспетчеризацию функций контроля** с визуализацией регистрируемых процессов и параметров и передачей их непосредственно в базы данных технических служб;

– **«обучаемый» режим функционирования систем,** обеспечивающий условия постоянной **наработки и уточнения критериев** для оценки характера и мер рисков (удароопасности);

– разработку **алгоритма принятия решений** по обобщенным параметрам проводимого мониторинга;

– обеспечения **научного сопровождения** функционирования систем и метрологического контроля используемых в нем технических средств контроля.

Требование адаптационного режима настройки систем контроля предполагает периодическое уточнение мер оценок и критериев состояния горной среды, которое необходимо не только для повышения точности прогнозов, но и учета изменяющихся горно-геологических условий и глубины работ. Накопление и систематизация регистрируемых многопараметрических данных даст возможность системных обобщений и оценки различных форм реакции недр на осуществляемую подземную добычу.

Указанным выше принципам построения систем контроля состояния горного массива, в частности, отвечают системы горного сейсмологического мониторинга, уже в течение многих лет успешно действующие на рудниках Кольского полуострова, СУБРа, Норильского ГМК и Горной Шории. Функционируют они и на угольных шахтах Воркуты (сейсмологические комплексы GITS конструкции ВНИМИ).

В основе построения систем контроля состояния горного массива, безусловно, должен лежать всесторонний анализ форм и характера рисков развития аварийных ситуаций в процессе отработки месторождения с учетом особенностей фактического строения и состояния горной среды. Анализ должен предусматривать возможность развития тех или иных форм негативных процессов и явлений, сопутствующих подземной добыче на основе фактического опыта промышленного освоения территории.

Главенствующие факторы риска, требующие организации системы контроля. Приоритетными направлениями контроля является состояние **удароопасности,** для прогнозирования которого создаются специальные службы. В условиях быстро возрастающих глубин разработки и резкой интенсификации темпов и масштабов добычи многократно возросли риски проявления **горно-тектонических ударов,** увеличилась опасность поражения ими крупных участков горного массива.

Возник новый класс сопутствующих подземной добыче опасных сейсмических процессов и явлений в виде **роевых потоковых сейсмических событий** (глубинных толчков) низкого энергетического класса и малой глубины заложения. Несмотря на низкий энергетический уровень этих явлений, они могут вызывать весьма ощутимое разрушительное воздействие на жилые здания и промышленные сооружения в силу малой глубины гипоцентров. Риски их проявлений в последние годы значительно повысились. По масштабам негативных последствий к горным ударам стали приближаться явления **крупных массовых обрушений кровли.** Нередко эти явления сопровождаются ощущаемым сейсмическим эффектом. Обеспечить эффективный контроль за развитием этих процессов возможно только на основе продолжительных серий деформационных наблюдений, поскольку требуется отслеживание фазы подготовки и нарастания послойного отрыва.

В число ответственных объектов деформационного контроля безусловно должны быть отнесены **крепи горных выработок** на участках их деформирования под действием горного давления и влияния геологических

нарушений. Наиболее актуальным на сегодняшний день является вопрос оценки качества возведения современных конструкций **анкерного крепления** и состояния устойчивости поддерживаемого им массива. Решение этой задачи в рамках создаваемых систем контроля состояния горного массива возлагается на геофизические методы контроля.

Важное место, на наш взгляд, должно быть отведено контролю за **влиянием промышленных взрывов** на ближайших объектах открытой добычи на безопасность подземных горных работ. Проводимые на угольных разрезах крупные промышленные взрывы представляют самостоятельный фактор сейсмического риска.

На наш взгляд, именно наличие перечисленных выше факторов риска следует считать приоритетными направлениями контроля при установлении состава и структуры создаваемых систем контроля с учетом специфических особенностей геологического строения и геодинамического режима недр.

Предложения по составу и конструктивному исполнению систем контроля состояния горного массива. В качестве оптимальной ВНИМИ рекомендует использование трехуровневой системы контроля, объединяющей подсистемы **регионального прогноза** (оценки) сейсмических и геодинамических рисков, **перспективного прогноза** удароопасности (в том числе горно-тектонических ударов) и **локального прогноза** удароопасности с решением сопутствующих геомеханических задач обеспечения безопасной добычи. Именно такая модель организации контроля и прогноза состояния горного массива заложена в действующую «Инструкцию…» по горным ударам, реализована на практике на лидирующих в решении данной проблеме горнодобывающих объектах России (рудники Кольского полуострова, СУБРа, Норильского ГМК, Горной Шории).

Каждая из указанных подсистем ориентирована на решение своего круга задач контроля горного массива в соответствии с масштабным уровнем рассмотрения элементов геологической среды.

К задачам регионального прогноза относятся задачи контроля уровней геодинамических (сейсмических) рисков и оценки:

– негативного влияния региональных и дальних транзитных землетрясений на безопасное состояние подземных сооружений и объектов подземной добычи;

– состояния сейсмической и геодинамической активности смежных рудных полей.

К задачам перспективного прогноза отнесены задачи контроля за развитием крупномасштабных процессов на отрабатываемых рудных телах, зон сдвижения пород. Развитие этих процессов, в основном, происходит инерционно и дискретно, с фазами нарастания и спада интенсивности (толчкообразно – по И. М. Петухову), в связи с чем они диктуют ритмы активизации сейсмических процессов и повышения уровней горного давления

в соответствии с изменением пространственных границ добычи. В первую очередь к ним отнесены задачи:

– выделения зон концентрации природных напряжений и повышенного уровня горного давления на участках планируемого и осуществляемого развития горных работ;

– прогноз горно-тектонических ударов;

– оценка степени влияния ЗПГД и защищенных зон на напряженное состояние отрабатываемых рудных тел.

К задачам локального прогноза отнесены задачи непосредственного контроля за состоянием горного массива в рабочих зонах отрабатываемых рудных тел, также наиболее ответственных участков выработок (зон сопряжений, пересечений геологических нарушений). Основными задачами данного уровня контроля являются:

– оценка степени удароопасности краевых частей массива и целиков;

– оценка эффективности применяемых мер профилактики горных ударов;

– установление границ влияния зон ПГД и разгрузки;

– выявление участков интенсивного расслоения кровли;

– контроль за качеством установки и состоянием анкерной крепи и др.

Для решения этих задач традиционно используются системы деформационного и геофизического контроля состояния горного массива, оценки удароопасности краевых частей массива, целиков, а также деформирования ответственных конструктивных элементов систем разработок и развития связанных с ними негативных геомеханических процессов. Цели и задачи указанных подсистем в основном определены нормами действующей «Инструкции...» по горным ударам.

Технические условия на построение системы контроля состояния горного массива. Рекомендуемые ВНИМИ нормы на построение систем контроля основаны на многолетнем опыте использования систем сейсмических, геофизических, деформационных наблюдений в условиях угольных шахт Кузбасса, Воркуты, Донбасса, Кизила, Ткибули-Шаорского месторождения, а также рудников Норильска, Апатитов, СУБРа, Таштагола, Хингана и др. В большинстве из них использовалась аппаратура ВНИМИ и других отечественных и зарубежных производителей. Методическое обеспечение их функционирования большей частью осуществляло ВНИМИ.

В соответствии с полученным опытом эксплуатации использованных систем наблюдений обеспечены условия их оптимального конструктивного исполнения и рационального размещения в массиве, обеспечивающего наибольшую степень их информативности.

Системы сейсмического мониторинга по своим эксплуатационным характеристикам подразделяются на наземные и подземные. Обычно, даже при их совместном функционировании, они не интегрируются в единые сейсмологические комплексы, но существенно дополняют друг друга по масштабу охвата контролируемых территорий. Если наземные системы,

в основном, ориентированы на контроль сейсмического режима вмещающей геологической среды, то использование подземных систем является более адресным. Они обладают более высокой разрешающей способностью, точностью координирования очагов и наиболее эффективно функционируют в масштабах участков активного развития добычи.

В комплексе эти системы позволят:

– **прогнозировать горные и горно-тектонические удары** на участках осуществляемой добычи;

– заранее **выявлять опасные зоны** на участках планируемого развития горных работ (на основе регистрации сейсмических «откликов» из этих зон на ранее проводившиеся подземные работы);

– регистрировать все случаи динамических **проявлений горного давления в недоступных выработках,** а также в толще отрабатываемых массивов;

– контролировать развития вторичных сейсмических процессов после прохождения фронтов **транзитных землетрясений и промышленных взрывов** на предприятиях открытой разработки полезных ископаемых;

– **при расследовании аварий** геодинамической природы предоставлять информацию о наличии очагов сейсмических явлений на участке производимых горных работ и возможного их влияния на возникновение аварийной ситуации.

Наземные сейсмические сети осуществляют наиболее крупномасштабные задачи регионального контроля уровней сейсмических и геодинамических рисков при осуществлении горного мониторинга. При создании этих систем сложились общепризнанные стандарты и правила, в основном включающие следующие требования:

– равномерно рассредоточенную схему установки сейсмоприемников по периферии горного отвода;

– целесообразность временного размещения одного-двух сейсмоприемников в центре горного отвода на целиках;

– размещения сейсмоприемников на ненарушенных и неподработанных участках горных пород, желательно на массивах, обладающих наиболее высокими акустическими свойствами;

– обеспечения «сенсорной» способности мест размещения сейсмоприемников, предполагающей прямое прохождение глубинных (в том числе транзитных) волн без задержек и отражений;

– включение в конструкцию наземной сети не менее 4 сейсмоприемников;

– обеспечение нормативных требований по качеству регистрируемых сигналов (низкой зашумленности площадки установки, оптимального соотношения «сигнал/шум» и др.);

– соблюдение условий удаленности сейсмоприемников от источников технических шумов (железных и шоссейных дорог, строительных площадок, вентиляционных установок);

– обеспечение условий бесперебойного функционирования сейсмосети в части наличия необходимых сетей коммуникаций, связи, электроэнергии, подъездных путей;

– обеспечение необходимой периодичности передачи сейсмических данных в центр сбора и обработки информации;

– обеспечение качества установки сейсмоприемников (на бетонные постаменты в компактных подземных бункерах).

Наземные сейсмологические сети могут создаваться для обслуживания как одного, так и одновременно нескольких шахтных полей. В зависимости от сложности решаемых задач могут устанавливаться стационарные или временные сейсмостанции. Для размещения и установки сейсмоприемников наземной сети разработаны типовые модульные конструкции сейсмических павильонов, предусматривающие их установку на монолитных постаментах в заглубленных малообъемных бункерах.

Сети подземного сейсмологического мониторинга ориентированы, прежде всего, на решение задач геомеханического обеспечения безопасной технологии подземной добычи на конкретных участках. Они предоставляют детальную сейсмическую информацию о состоянии рудных тел и вмещающей их геологической среды в районах конкретных выемочных участков.

Разработанный ВНИМИ для этих целей аппаратно-программный сейсмологический комплекс GITS в полной мере обеспечивает решение вышеперечисленных задач.

Конструктивно комплекс GITS состоит из сети сейсмических датчиков, цифровых телеметрических каналов связи, программного комплекса регистрации и обработки сигналов, SQL-сервера. Энергетический диапазон регистрируемых событий от 100 Дж и выше (зависит от плотности сети датчиков), частотный – от 0,01 до 900 Гц. Интенсивность потока регистрируемых событий до 100 событий в сутки. Несколько связанных между собой комплексов GITS могут эксплуатироваться в качестве сетевой структуры, связанной общим протоколом обмена информацией средствами SQL-сервера.

Для получения прямой информации о развитии деформационных процессов непосредственно в наиболее ответственных элементах горного массива предназначены **системы деформационного и геофизического мониторинга,** основанные на методах прямых измерений линейных деформаций или параметров физических полей непосредственно в контролируемом горном массиве.

Для решения этих задач используются разработанные ВНИМИ аппаратурные комплексы типа АЭШ, АНГЕЛ, ВОЛНА, КДМ-1, КДМ-2, «Массив II», АСКГД, позволяющие осуществлять текущий прогноз удароопасности и оценку геомеханических и геодинамических условий отработки.

Подземный деформационный мониторинг осуществляется по схеме проведения периодического опроса текущих значений базовых линейных параметров массива в регистрирующих элементах системы деформационного мониторинга, устанавливаемых в наиболее ответственных конструктивных элементах горной среды. В системах указанного класса преимущественно используются датчики индуктивного (емкостного) типа, наиболее просто интегрируемые в любую архитектуру многофункциональных сетей мониторинга. По самому физическому принципу эти датчики в наибольшей степени отвечают требованиям непрерывности получения информации, технологичности их установки и эксплуатации, возможности непосредственного преобразования контролируемого параметра в необходимый цифровой формат, распознаваемый многофункциональными системами безопасности угольных шахт. Указанными качествами обладают, в частности, индуктивные датчики типа ДИ7 конструкции ВНИМИ, которые уже многие годы используются на горнодобывающих предприятиях России.

В соответствии с назначением систем деформационного мониторинга могут быть использованы системы четырех основных типов, функционирующих, соответственно, в режимах эпизодического контроля, контроля дискретных состояний («опасно» – «неопасно»), частотного опроса, а также непрерывной регистрации с одновременной передачей информации по каналам связи. Первые два типа в основном предполагается использовать вне перемещающих свое положение зон опорного давления, повышенных напряжений (удароопасности) и участков динамично меняющейся горной среды. Два последних – напрямую предназначены для контроля состояния массива в указанных зонах.

Техническое исполнение систем деформационного мониторинга первого и второго типов может осуществляться на базе использования трехпозиционных контактных датчиков КДМ-1, третьего типа – на базе индуктивных, оптоэлектронных датчиков или девятипозиционного датчика КДМ-2, с использованием в качестве средств накопления и передачи данных комплекса iBDLR, системы четвертого типа – на базе комплекса «Массив II» ЗАО НТЦ «Автоматика» или АСКГД ОАО «ВНИМИ».

В первую очередь датчики системы деформационного мониторинга следует располагать в целиках, с целью обеспечения контроля за возможным развитием опасных деформаций массива в наиболее нагруженных его участках. Датчики следует размещать в местах максимальной концентрации опорных напряжений.

Подземный геофизический мониторинг обеспечивает решение тех же задач контроля, но в интегральной форме и одновременно на больших площадях с применением более мобильных технологий контроля, включая использование бесконтактных методов наблюдений. Геофизические измерения обычно осуществляются по схемам продольного сейсмо-электропрофилирования, либо дипольного электромагнитного зондирования. Основными

объектами наблюдений являются призабойные зоны проводимых горных выработок на участках, опасных и угрожаемых по горным ударам.

Для решения задач мониторинга на основе геофизических средств контроля ВНИМИ разработаны аппаратурные комплексы типа АЭШ, «АНГЕЛ», «ВОЛНА», позволяющие регистрировать импульсные электромагнитные излучения на различном удалении от обнажений (бесконтактный метод). На их основе осуществляется оценка напряженного состояния массива, прогноз степени его удароопасности, выявляются элементы дискретного строения массива пород.

Все указанные функции контроля производятся на основе анализа структуры распределения аномалий потенциальных электрических полей, выявляемых в краевых частях массива и кровле выработок. Признаками нестабильного состояния недр и состояний повышенного геодинамического риска традиционно являются участки локально проявленной аномально высокой интенсивности импульсного электромагнитного излучения, либо нестабильно меняющихся (во времени или в пространстве) их количественных значений.

Надежность геофизических наблюдений обеспечивается постоянным использованием одних и тех же интервалов и точек установки регистрирующих элементов аппаратуры. Эти точки (пункты установки приемной антенны) равномерно распределяются вдоль профильных линий и маркируются на стенках горных выработок. На наиболее опасных участках (в зонах ПГД, на пересечениях геодинамически активных структур и геологических нарушений, вблизи сопряжений с передовой выработкой) предусматривается более частый режим наблюдений с наименьшим шагом разноса электродов (в соответствии с требованиями «Инструкции…» по горным ударам).

На наиболее ответственных участках контроля состояния горного массива предполагается установка **стационарных датчиков геофизического контроля** для реализации режима непрерывных мониторинговых наблюдений.

Реализация изложенных положений по созданию систем контроля горного массива может оказаться нежизнеспособной без его научно-методического сопровождения прежде всего в вопросах:

– адаптации систем к индивидуальным условиям месторождений с настройкой их под конкретные акустические свойства и структурные особенности вмещающей геологической среды;

– разработки нормативно-методической базы функционирования систем и критериев оценки форм и степени рисков;

– разработки модели принятия решений на основе регистрируемой информации.

В действующей нормативно-технической базе горной отрасли вопросы функционирования систем контроля состояния горного массива освещены не полно и в основном в «заявительном» порядке, как перспективное стратегическое направление без должной технической детализации.

В этой связи, для полноценного функционирования этих систем в рамках многофункциональных систем безопасности, на наш взгляд, следует предусмотреть долгосрочную программу привлечения научных учреждений для разработки необходимого комплекта нормативных документов, регламентирующих правил получения, обработки, предоставления и хранения информации, разработки алгоритма принятия решений, а также должностных инструкций работников служб, определяющих круг их ответственности и профессиональных обязанностей.

В.Н. Опарин, А.С. Танайно (ИГД СО РАН)

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ БАЗА ПОСТРОЕНИЯ КЛАССИФИКАЦИЙ ГОРНЫХ ПОРОД В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРИЛОЖЕНИЯХ

На протяжении многих лет в литературе горнотехнической направленности затрагивается вопрос о создании инвариантных классификаций горных пород для технологических приложений. Актуальность проблемы состоит в том, что существующие классификации предметно ориентированы на использование определённого вида технических средств. В данном докладе предлагается метод построения классификаций для технологических приложений по физико-механическим свойствам горных пород. В настоящее время в горном деле теоретические основы для построения классификаций отсутствуют. Развиваемые нами теоретические положения базируются на феноменологически установленных закономерностях самоорганизации геовещества на разных масштабных уровнях по структурно-иерархическому принципу В [1], следуя кластерной теории блочно-иерархического строения геовещества и его свойств, обосновано применение канонической шкалы, которая используется нами для безразмерной оценки свойств и построения различных классификаций. В данном сообщении акцентируется внимание на методике построения инвариантной классификации горных пород по сопротивляемости бурению.

На сопротивляемость проникновения бурового инструмента оказывают основное влияние: *состояние горного массива и абразивность пород его слагающих.* Совокупность этих факторов определяет своего рода модель разрушаемого объекта, которая применительно к процессам бурения является «неуправляемой». Общая проблема сопротивляемости горных пород бурению заключается в необходимости совокупной оценки множества свойств, представленных в различных единицах измерения. Подход для решения этой проблемы базируется на однотипности закономерностей структурно-иерархического строение массивов по блочности и кластеризации прочностных свойств горных пород [1].

1. Оценка состояния горных пород в массиве

Влияние гидрофизической среды. Из ряда характеристик гидрофизической среды ограничимся только влиянием влажности на прочностные свойства пород в массиве. В идеале, интерес представляет зависимость типа $\sigma_w=f(W)$, где W влажность породы ($0 < W < W_{вп}$), изменяющаяся от условного нуля (в воздушно сухом состоянии) до влажности в состоянии полного водонасыщения ($W_{вп}$); σ_w – предел прочности породы при влажности W. Снижение прочностных свойств горных пород под воздействием влаги принято оценивать коэффициентом *водопрочности* $K_{вп}$ (термин по [2]) в виде отношения:

$$K_{вп}=\sigma_w/\sigma_c.$$

Для учёта влияния влажности на прочностные свойства скальных и полускальных пород, авторами в [1] предложена зависимость:

$$K_{вп} = \sigma_w/\sigma_c = \exp(-W/P \cdot \lambda) \qquad (1)$$

где P – пористости породы, %; σ_w – значения прочностного свойства при влажности W, МПа; λ – коэффициент, зависящий от генетической разновидности породы.

На основании выполненных расчётов (по 80-ти разновидностям горных пород, представленным в [3]) и их анализа установлено, что гипотетическая посылка (1) в достаточной мере приемлема для оценок совместного влияния влажности и пористости пород на их прочностные свойства. Установлено, что характер изменения показателя $K_{вп}$ в реальных горных массивах (в частности Кузбасса) представляется канонической шкалой четвёртого порядка:

$$K_{вп} = K_{во} \left(\sqrt[4]{2}\right)^{J-1}, \quad J=1, 2, 3, \ldots, r. \qquad (2)$$

где $K_{во}$ = 0.3 – минимальное (опорное) значение коэффициента водопрочности. Решив (3) относительно J и, при $K_{во}$=0.3, получено (с учётом (1) выражение для учета влияния влажности и пористости на прочностные свойства пород в массиве:

$$J_{гф} \approx 5.77 \cdot Ln(K_{в.п}) + 7.95 = 5.77 \cdot Ln(\exp(-W_z/P_z \cdot \lambda)) + 7.95 \qquad (3)$$

где W_z и P_z – средневзвешенные значения естественной влажности пористости и по разрезу скважины; $J_{гф}$ – класс гидрофизического состояния, в котором находятся породы разбуриваемого массива.

Значения коэффициента λ в (3) определено в следующих пределах для горных пород: граниты 0.2–0.55; диориты 0.25–1.45; габбро 0.2–0.7; андезиты 1; базальты 0.2–1; диабазы 0.4–0.7; туфы 1–1.3; мраморы 0.2–1; кристаллические сланцы 1; песчаники 0.15–1; алевролиты 1; известняки 0.5–1; доломиты 0.3–0.6.

Трещиноватость и оценка её влияния на прочность породного массива. В качестве показателя, характеризующего трещиноватость горного массива, примем размер естественной отдельности в массиве (Δ, см). По аналогии с линейной шкалой академика В.В. Ржевского, принятой в классификации горного массива по блочности. Представим блочность в канонической шкале второго порядка: $\Delta_j = \Delta_0 \cdot \left(\sqrt{2}\right)^{J-1}$

где Δ_0 – базовый (опорный размер) естественной отдельности (блока). Из этого выражения запишем:

$$J_{тр} = 2.8854 \cdot Ln\left(\frac{\Delta}{\Delta_0}\right) + 1 \qquad (4)$$

Приняв в (4) Δ_0 = 9 см (согласно В.В. Ржевского), получим:

$$J_{тр} \approx 2.8854 \cdot Ln(\Delta) - 5.33, \quad 9 \le \Delta \le 150, \text{ см}. \qquad (5)$$

Прочность пород в массиве. При выборе видов и типоразмеров долот, режимов бурения используются эмпирические зависимости, в которых прочностные свойства горных пород представлены: коэффициентом крепости по М.М. Протодьяконову (*f*); прочностью на одноосное сжатие (σ_s); прочностью на скол (σ_{ck}); контактной прочностью (σ_k); твердостью по штампу (σ_a); механической прочностью при бурении (σ_{mb}). Между этими показателями существуют корреляционные связи. Поэтому с целью сопоставимости в качестве показателя прочности породы нами принят предел при одноосном сжатии сухой породы (σ_s). Для оценки прочности пород в массиве воспользуемся зависимостями:

$$\sigma_s = \sigma_0 \cdot (\sqrt{2})^{J-1} \; ; \; \sigma_w = \sigma_s \cdot K_{вп},$$

из которых при σ_0 =5.5 МПа получим:

$$J_\sigma = 2.8854 \cdot (Ln(\sigma_s) - Ln(K_{вп})) - 3.92 \qquad (6)$$

Совокупная оценка состояния массива по прочностным факторам. Такую оценку выполним с учётом зависимостей (3), (5), (6) в виде суммы:

$$F_{см} = J_{гф} + J_{тр} + J_\sigma , \qquad (7)$$

где $F_{см}$ – фактор, оценивающий состояние горного массива в безразмерных единицах.

Подставим в (5) определяющие их выражения, запишем:

$$F_{см} = 5.77 \cdot Ln(K_{вп}) + 7.95 + 2.8854 \cdot Ln(\Delta) - 5.33 + 2.8854 \cdot [Ln(\sigma_s) - Ln(K_{вп})] - 3.92.$$

После соответствующего преобразования этого выражения получим:

$$F_{см} \approx 2.8854 \cdot [Ln(K_{вп}) + Ln(\Delta) + Ln(\sigma_s)] - 1.3. \qquad (8)$$

Подставив в (8) минимальные ($K_{вп}$=0.3; Δ=9; σ_s=5.5) и максимальные ($K_{вп}$=1; Δ=150; σ_s=350) значения параметров, получим: $F_{см\,min}$ = 6.5 и $F_{см}$ max = 30. Эти значения определяют шкалу $F_{см}$, которую представим каноническим рядом второго порядка и опорным значением шкалы $F_{см}$ = 6. Значение шкалы огра-

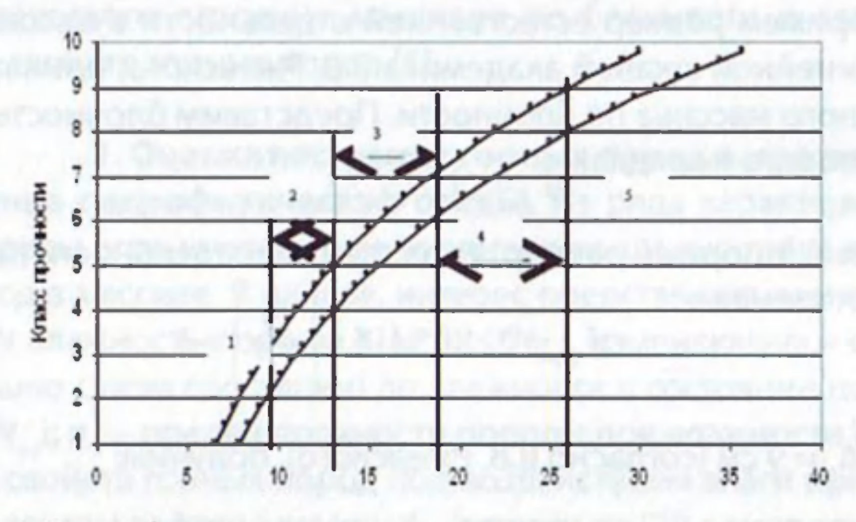


Рис.1. Классификация состояния горного массива по прочности:
1 – весьма слабый; 2 – слабый; 3 – средней прочности; 4 – прочный; 5 – весьма прочный

ничим порядковым номером ряда ($J_{см}$), при котором показатель $F_{см}$, определённый по (8), достигнет значения > 30. Результаты расчётов представим графически (рис. 1) в виде зависимости $J_{с.м.}=f(F_{с.м})$, которая и представляет классификацию состояния породного массива по прочности. Связь между $F_{см}$ и $J_{см}$ находится в пределах:

$$4.24\cdot\exp(0.3466\cdot J_{см}) < F_{см} < 6\cdot\exp(0.3466\cdot J_{см});$$

$$[2.8854\cdot\mathrm{Ln}(F_{см})-5.17] \le J_{см} \le [2.8854\cdot\mathrm{Ln}(F_{см})-4.17]$$

2. Оценка абразивности горных пород по физико-механическим свойствам

Для оценки горных пород как объекта разрушения посредством бурения, кроме состояния пород в массиве, необходима оценка абразивности. В качестве базовых свойств, определяющих абразивную способность горных пород, рассматриваем следующие: *размер и форма зёрен, твёрдость породообразующих минералов и разрушаемого минерального тела в целом, пористость, сила связи между зёрнами, влажность.* Опуская анализ механизмов влияния указанных свойств горных пород на абразивность, ниже приведены результаты формализованного их представления.

Размеры и форма зерен, твёрдость породообразующих минералов. Для совокупного представления этих свойств в канонической шкале получена зависимость:

$$\Psi_z=[2.8854\cdot\mathrm{Ln}\left(\frac{D\cdot k_1}{d_0}\right)+1]\cdot s_1\ ; \qquad (9)$$

$$s_1=0.022\cdot\exp(0.5465\cdot R_M), \qquad (10)$$

где D, d_0 – средневзвешенный размер зерна в оцениваемой породе и его опорное значение, мм; k_1 – коэффициент, учитывающий влияние формы зёрен; s_1 – относительный показатель, учитывающий влияние зерен соответствующей твёрдости на абразивность; R_M – средневзвешенная твёрдость породообразующих минералов.

Твёрдость минеральной части породы (R_M) определим в виде средневзвешенного показателя твёрдости породообразующих минералов:

$$R_M=0.01\Sigma_i M_i R_i$$

где M_i, R_i – содержание i-го минерала в анализируемой породе (%) и его твёрдость по Ф. Моосу соответственно.

Значения коэффициента k_1 в (9) для зёрен: хорошо окатанных k_1=1; окатанных k_1=1.11; полуокатанных k_1=1.18; полуугловатых k_1=1.25; угловатых k_1= 1.30. В (9) примем d_0 =0.05 мм (минимальный размер зерна в хемогенных породах) полагая, что влияние зерен таких размеров на абразивность незначительно. Подставив 0.05 в (9), после соответствующего преобразования получим выражение для учета влияния фактора зернистости на абразивность:

$$\Psi Z \approx [2.8854\cdot\mathrm{Ln}(D\cdot k_1)+9.64]\cdot s_1;\quad 0.05 < D < 8;\quad 1.0 \le k_1 < 1.3, \qquad (11)$$

где s_1 определяется по (10).

Пористость и твёрдость связующей массы. Как в магматических, так и в осадочных консолидированных породах, поровая «поверхность» может быть выполнена материалом, близким по свойствам зёрен (кристаллов) либо существенно отличаться от них. При этом генезис пустотности (выполнена она порами или трещинами) особого значения не имеет. Важен показатель твёрдости пористой поверхности.

Для представления фактора пористости (Ψ_p) в оценке абразивной способности горных пород используем каноническую закономерность в виде:

$$\Psi_p = \left(1 - 2.8854 \cdot \text{Ln}\left(\frac{P_i}{P_0}\right)\right) \cdot s_2 \qquad (12)$$

где P_i, p_0 – соответственно пористость рассматриваемой породы и опорное её значение, %; s_2 – показатель, учитывающий влияние твёрдости связующей массы на абразивную способность горной породы.

Приняв, что возможные значения P_i находятся в пределах от 0.2 до 25% и p_0=25, из (12) получим:

$$\Psi_p \approx [-2.8854 \cdot \text{Ln}(P_i) + 10.29] \cdot s_2 \qquad (13)$$

Коэффициент s_2 относительный, но в отличие от s_1 в (11) несет иное смысловое содержание: отражает относительное влияние микротвёрдости связующей массы на абразивную способность горных пород. Нами получена связь s_2 с показателем твёрдости по Ф. Моосу:

$$s_2 \approx 2.32 \cdot 10^{-3} \cdot (R_м)^{3.12}$$

где Тс – микротвёрдость, измеренная прибором ПМТ-3, МПа; $R_м$ – твёрдость связующей массы по шкале Мооса.

Прочность связей между зёрнами. В качестве оценочного показателя прочности связей между зёрнами принят предел прочности на растяжение (σr, МПа). Полагая, что абразивная способность горных пород увеличивается с возрастанием σr, фактор влияния сил связи между зёрнами (Ψ_s) представим в виде:

$$\Psi_s = [2.8854 \cdot \text{Ln}\left(\frac{\sigma_r}{\sigma_{0r}}\right) + 1] \cdot K_{в.п.} \qquad (14)$$

где σ_r – прочность породы на растяжение в воздушно сухом состоянии; $K_{в.п.}$ – коэффициент водопрочности по (1).

В качестве опорного значения примем σ_{0r}=0.312 МПа, что характерно для слабых полускальных пород. Подставив это значение в (14), после преобразования получим:

$$\Psi_s \sim [2.8854 \cdot \text{Ln}(\sigma_r) + 4.36] \cdot K_{вп}, \quad 0.312 < \sigma_r \leq 40 \qquad (15)$$

На силу связи между зёрнами большое влияние, особенно в осадочных породах, оказывает наличие влаги. В [4] показано существенное (до 30%) снижение абразивности пород во влагонасыщенном состоянии. Этот эффект учтён в (15) коэффициентом водопрочности ($K_{вп}$), обоснованным и определённым выше.

Оценка абразивной способности горных пород. Классификация

Основой для оценки абразивной способности горных пород являются представленные выше зависимости (11), (13), (15). Совокупное их влияние определим суммой:

$$\breve{A} = \Psi_z + \Psi_P + \Psi_S,$$

где $\breve{A}$ – показатель абразивной способности горных пород в условных безразмерных единицах.

$$\breve{A} \approx 2.8854 \cdot \{Ln(D \cdot k_r) \cdot s_1 - Ln(P) \cdot s_2 + Ln(\sigma_r) \cdot K_{в.п}\} + 9.64 \cdot s_1 + 10.29 \cdot s_2 + 4.36 \cdot K_{в.п.} \quad (16)$$

Показатель абразивности $\breve{A}$ может изменяться в пределах $\breve{A}_{min}=3.2$; $\breve{A}_{max} = 63$. Квантование $\breve{A}$ в этих пределах представим каноническим рядом второго порядка, приняв $\breve{A}_0 = \breve{A}_{min}=3.0$:

$$\breve{A}_J = \breve{A}_0 \cdot (\sqrt{2})^{J-1}, J=1,\ldots,9, \quad (17)$$

где J – класс абразивной способности горных пород.

Результаты вычислений по (17) представлены в табл. 1 (столбец 2), где для сопоставимости приведены данные классификации по абразивности горных пород по [4] (столбец 3) и в канонической шкале (столбец 4).

Таблица 1 – Классификация горных пород по абразивной способности в сопоставлении с классификацией по абразивности (по [12])

Класс абразивности	Значение показателя абразивной способности горных пород, у.е. (от-до)	Показатель абразивности [4], мг		Характеристика породы по абразивной способности
		В исходной шкале по [4]	По [4] в канонической шкале	
1	2	3	4	5
1	3.0-4.2	<5	4.0-5.7	Весьма малоабразивные
2	4.2-6.0	5-10	5.7-8.0	Малоабразивные
3	6.0-8.5	10-18	8.0-11.0	
4	8.5-12.0	18-30	11.0-16.0	Ниже средней абразивности
5	12.0-17.0	30-45	16.0-23.0	Средней абразивности
6	17.0-24.0	45-65	32.0-45.0	Выше средней абразивности
7	24.0-34.0	65-90	45.0-64.0	Повышенной абразивности
8	34.0-48.0	>90	64.0-91.0	Высокоабразивные
9	48.0-68.0		>91.0	В высшей степени абразивные

По данным табл.1 (столбцы 2 и 3) получим:

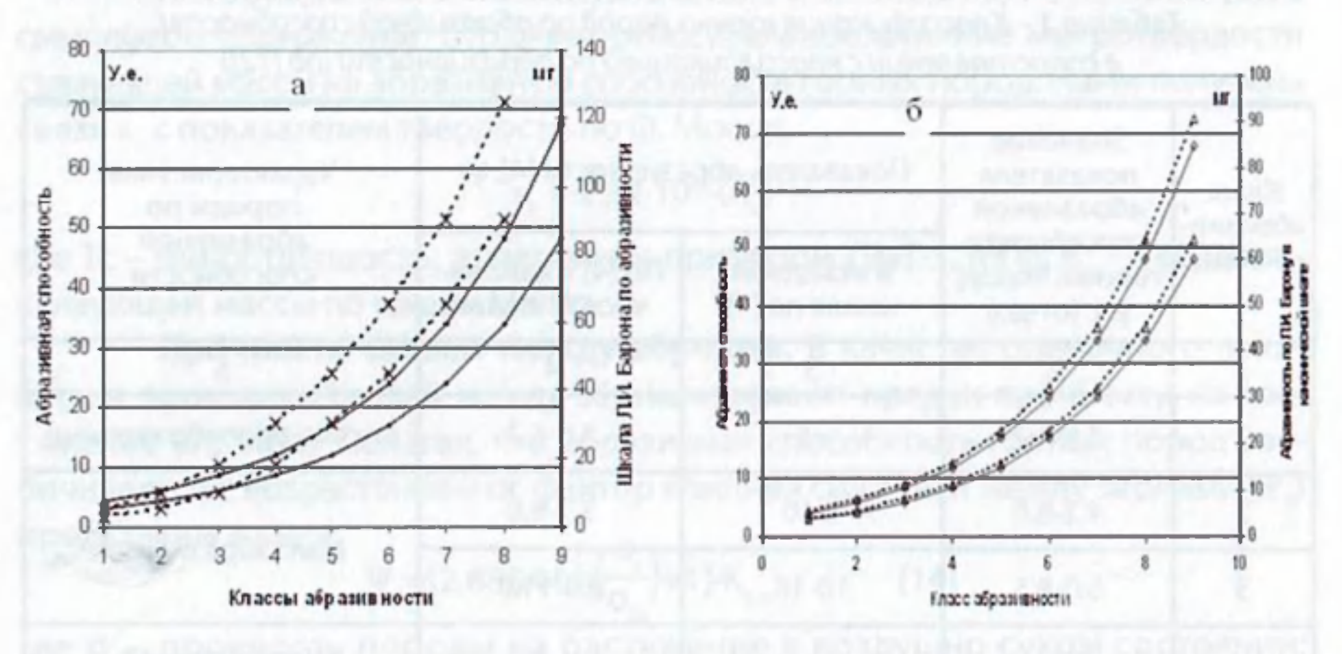
$$2.2\cdot\exp(0.3466\cdot J)\le \bar{A}<3\cdot\exp(0.3466\cdot J) \qquad (18)$$

$$2.1\cdot\exp(0.3466\cdot Y)< B<4.12\cdot\exp(0.45\cdot Y) \qquad (19)$$

где $\bar{A}$, J – абразивная способность и её класс (связь столбцов 1 и 2); B, Y – абразивность и её класс (связь столбцов 1 и 3) по [4].

Для наглядного сопоставления результаты по (18) и (19) представлены графически (рис. 2а). В обеих классификациях показатели абразивности находятся в экспоненциальной зависимости от их классов, хотя и представлены разными единицами измерения. Отличие коэффициентов при показателях экспонент в (18) и (19) обусловлено разными подходами к распределению классифицируемых показателей по классам в однопараметрических классификациях. Равенство их невозможно, поскольку используются разные единицы измерения классифицируемого показателя.

Рисунок 2 – Классификации по абразивности горных пород: а) сопоставление классификации по абразивной способности с классификацией по изнашиванию индентора (по Л.И. Барону, А.В. Кузнецову – пунктирная линия); б) то же, что и (а), но классификация Л.И. Барона, А.В. Кузнецова представлена в канонической шкале – пунктирная линия



Далее для сравнения рассматриваемых классификаций представим классификацию по [4] в канонической шкале, приняв в качестве опорного значения B=3 мг (табл.1, столбец 4, рис. 2б). В этом случае мы изменили принцип распределения показателей абразивности по классам и привели к равному их количеству. В силу достаточной близости рассматриваемых классификаций получим соотношение между значениями абразивной способности горных пород ($\bar{A}$), определяемой по физико-механическим свойствам с показателем абразивности по [4]:

$$2.89\cdot\bar{A}-6 < B < 2.75\cdot\bar{A}-4.46$$

Таким образом, идея использовать базовую совокупность физико-механических свойств горных пород для оценки абразивной их способности

оказалась плодотворной. Это подтверждается тем, что классификация по абразивной способности горных пород, полученная по совокупности физико-механических свойств и построенная по изнашиваемости стального индентора, однотипны.

3. Классификация горных пород по сопротивляемости бурению

Показатель сопротивляемости горных пород бурению (Є) определим в виде $Є=F_{с.м.}+\breve{A}$, т.е. суммированием правых частей (8) и (16), преобразуя которую получим:

$$Є = 2.8854\cdot\{Ln(K_{в\,п\,с})+Ln(\Delta)+Ln(\sigma_s)+Ln(D\cdot k_1)\cdot s_1-Ln(P)\cdot s_2+Ln(\sigma)\cdot K_{в\,п}\} + \\ +9.64\cdot s_1+10.29\cdot s_2+4.36\cdot K_{в.п.}-1.3. \quad (20)$$

Используя приведенные в (8) и (16) минимальные и максимальные значения параметров, составляющих (20), получим, что Є изменяется (с учётом округлений) в пределах 8.4 < Є > 95. По этим значениям пределов определим порядок кластеризации фактора Є, представив каноническим рядом со знаменателем √2 с начальным значением ряда $Є_0 = 8.4$. Результаты расчётов фактора Є в канонической шкале приведены в табл. 2, данные которой собственно и представляют классификацию горных пород по сопротивляемости бурению, выполненную в зависимости от их физико-механических свойств.

Таблица 2 – Классификация горных пород по сопротивляемости бурению

<table>
<tr><td colspan="9">Фактор состояния горного массива по прочности (Fсм по(9))</td></tr>
<tr><td>6-9</td><td>9-13</td><td>13-18</td><td>18-26</td><td>26-37</td></tr>
<tr><td colspan="9">Классы прочности пород в массиве</td></tr>
<tr><td>1-2</td><td>2-3</td><td>3-4</td><td>4-5</td><td>5-6</td></tr>
<tr><td colspan="9">Фактор абразивной способности горных пород (А по (17))</td></tr>
<tr><td>3-4</td><td>4-6</td><td>6-9</td><td>9-12</td><td>12-17</td><td>17-24</td><td>24-34</td><td>34-48</td><td>48-67</td></tr>
<tr><td colspan="9">Класс абразивной способности горных пород (Ja по (19))</td></tr>
<tr><td>1-2</td><td>2-3</td><td>3-4</td><td>4-5</td><td>5-6</td><td>6-7</td><td>7-8</td><td>8-9</td><td>9-10</td></tr>
<tr><td colspan="9">Суммарное значение факторов, определяющих сопротивляемость горных пород бурению (Fсм + А, по (21))</td></tr>
<tr><td>8-12</td><td>12-17</td><td>17-24</td><td>24-34</td><td>34-48</td><td>48-67</td><td>67-95</td><td>95-135</td></tr>
<tr><td colspan="9">Класс горных пород по сопротивляемости бурению</td></tr>
<tr><td>0-1</td><td>1-2</td><td>2-3</td><td>3-4</td><td>4-5</td><td>5-6</td><td>6-7</td><td>7-8</td></tr>
</table>

Классификацию сопротивляемости горных пород бурению сопоставим с классификацией ЦНИГРИ (рис. 3а). Как видно, имеет место однотипность характера зависимости показателя сопротивления горных пород бурению (Є) и зависимости показателя (Б) в классификации ЦНИГРИ от классов пород по бурению. В качестве подтверждения этого вывода на рис. 3б приведена функциональная зависимость Є=f(Б), с корреляционным отношением R2=0.99 (уравнение тренда вынесено на поле рисунка). Таким образом, можно заключить, что предложенный метод оценки сопротивления горных пород бурению, определённый по базовым их физико-механическим свойствам, достаточно адекватно отражает суть процесса бурения.

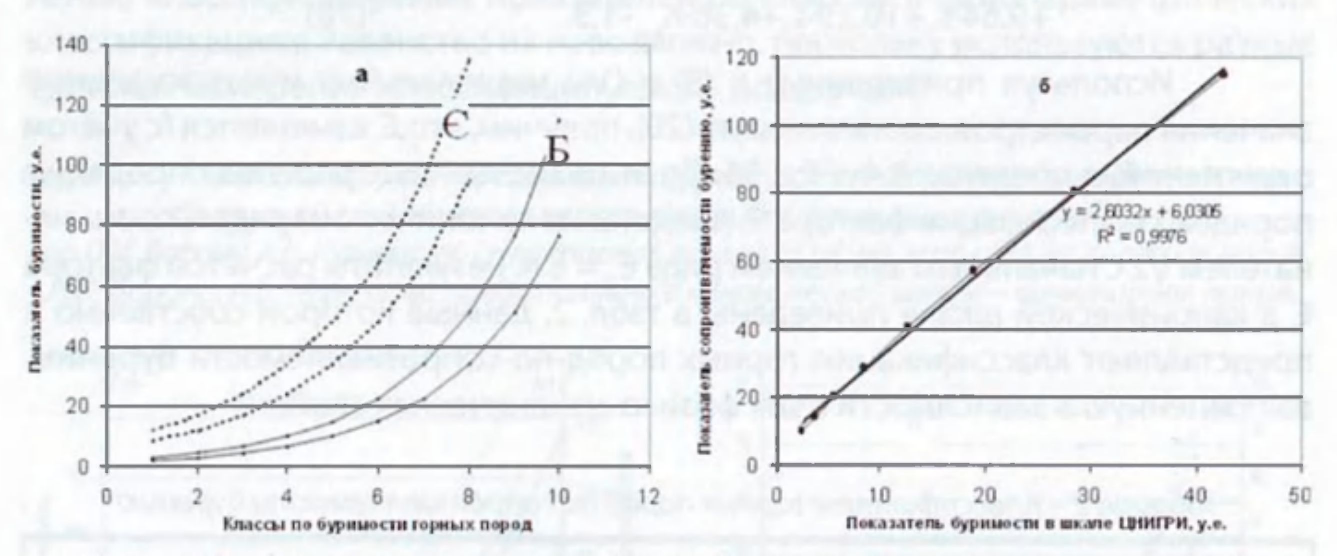


Рисунок 3 – Сопоставление классификаций сопротивляемости горных пород бурению (Є), полученной по совокупности физико-механических свойств с классификацией по буримости ЦНИГРИ (Б)

Таким образом, впервые предложен метод построения инвариантной, относительно технических средств бурения, классификации горных пород по сопротивляемости бурению, в основе построения которой используются физико-механические свойства пород горного массива, в котором ведётся проводка скважин.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Опарин В.Н., Танайно А.С. Каноническая шкала иерархических представлений в горном породоведении. – Новосибирск: Наука, 2011. – 259 с.

2. ГОСТ Р-50544-93. Породы горные. Термины и определения. Государственный стандарт Российской федерации. М.: 01.07.94.

3. Солодухин М.И., Архангельский И.В. Справочник техника-геолога по инженерно-геологическим и гидрогеологическим работам. – М.: Недра. 1982.

4. Барон Л.И., Кузнецов А.В. Абразивность горных пород при добывании. –М.: Изд-во АН СССР, 1961.

А.А. Козырев, Э.В. Каспарьян, С.Н. Савченко, Ю.В. Федотова (ГОИ КНЦ РАН, г. Апатиты)

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЯВЛЕНИЙ ТЕХНОГЕННОЙ СЕЙСМИЧНОСТИ В ИЕРАРХИЧНО-БЛОЧНЫХ МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД

Все сейсмические явления в массивах горных пород представляют собой выделение упругой энергии в виде волн колебаний при разрушении какого-либо объёма пород.

В соответствии с современными представлениями массивы горных пород в пределах земной коры и верхней мантии характеризуются единым иерархически-блочным строением, которое можно проследить от планетарных структур типа континентов до микроструктур на уровне кристаллов и отдельных минеральных зёрен.

При этом у всех выделяемых порядков структурных неоднородностей в пределах, по крайней мере, одного массива горных пород, как правило, наблюдается довольно четкое соответствие в пространственной ориентации. Это позволяет представить схему строения массива горных пород с учетом структурных неоднородностей различных порядков в виде некоторой пространственной конструкции, состоящей из плотно прилегающих друг к другу блоков различных размеров.

Экспериментальные исследования показывают, что между геометрическими и механическими характеристиками структурных неоднородностей массива существует достаточно чёткая связь: крупным, но более редким поверхностям неоднородностей соответствуют более низкие значения прочностных характеристик.

Различие показателей свойств горных пород в зависимости от геометрических размеров участков породного массива, обусловленное проявлением влияния неоднородностей различных порядков, называют **масштабным эффектом.**

Масштабный эффект проявляется уже при испытаниях образцов пород различных размеров. Например, даже при сравнении деформационных характеристик кристаллов минералов с соответствующими показателями мономинеральных кристаллических пород можно наблюдать снижение модулей упругости и деформации. Так, если модуль упругости кристалла кальцита равен $E=12x10^4$ МПа, то даже плотные мраморы имеют модуль упругости до $E=10x10^4$ МПа. Модуль упругости кварца равен $E=10,3x10^4$ МПа, а кварцитов – $E=9,2x10^4$ МПа.

В приведенных примерах четко прослеживается влияние неоднородностей самого высокого четвертого порядка, образующего структурные блоки самых малых (миллиметровых) размеров. Структурные неоднородности

более низких порядков в ещё большей степени влияют на снижение значений деформационных характеристик.

На рис.1 в качестве примера приведена масштабная кривая изменения скорости продольных упругих волн, являющейся показателем степени упругости пород, в зависимости от исследуемого объёма породного массива, полученная для гранито-гнейсов одного из районов Кольского полуострова.

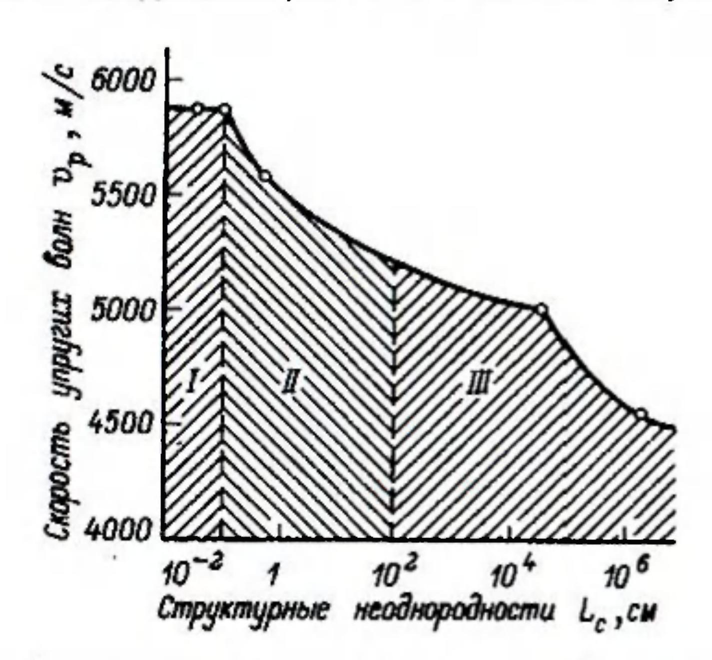


Рисунок 1 – Масштабная кривая изменения скорости продольных волн с увеличением объёмов исследуемого массива пород для гранито-гнейсов одного из районов Кольского полуострова

I – деформирование объёмов, включающих структурные неоднородности IV порядка (измерения методом ультразвукового прозвучивания на образцах стандартных размеров); II – деформирование массива, включающего структурные неоднородности III порядка (по данным ультразвукового каротажа в скважинах); III – деформирование массива с участием неоднородностей III порядка и ниже по результатам сейсмических измерений.

Как можно видеть из данных, приведенных на рисунке, для объёмов пород с линейными размерами ≈ 10-1 см, включающих неоднородности самого высокого порядка, характерны значения скоростей vp = 5800 м/с; для объёмов с линейными размерами порядка 1 см (с неоднородностями III порядка) величины скоростей снижаются до 5000 м/с и, наконец, для неоднородностей низшего порядка с размерами 10^6 см преобладающее значение vp = 4500 – 4600 м/с.

В большей степени изучено влияние неоднородностей различных порядков на изменение прочностных характеристик массива горных пород. Так, например, для ультраосновных пород – пироксенитов медно-никелевого месторождения Ниттис-Кумужья-Травяная (Кольский полуостров) – предел прочности пород на сдвиг (с учетом неоднородностей только IV порядка) составляет 45 МПа, сцепление по мелкоблоковым естественным трещинам,

представляющим собой неоднородности III порядка, равно 6 МПа, а по крупноблоковым трещинам (II порядок) – всего около 1 МПа.

Однако необходимо отметить, что степень снижения отдельных параметров не одинакова. Весьма примечательно, например, что пределы прочности на растяжение по мере вовлечения в процесс деформирования неоднородностей низких порядков снижаются очень резко. Если для структурных блоков скальных пород (IV порядок неоднородностей) прочность при одноосном растяжении составляет 0.1($\sigma_{сж}$) и колеблется обычно в пределах 7 – 12 МПа, то для микротрещиноватости (III порядок) это значение снижается до 4 – 5 МПа, а уже для макротрещиноватости (II порядок) часто практически падает до нуля.

Закономерности распределения напряжений в структурных блоках различных размеров изучались на основе численного моделирования напряжённо-деформированного состояния массивов блочного строения с применением метода граничных элементов в двухмерной постановке задачи.

Ниже рассмотрены 8 различных схем блочного строения с нагружением на границах, варианты которых показаны на рис. 2.

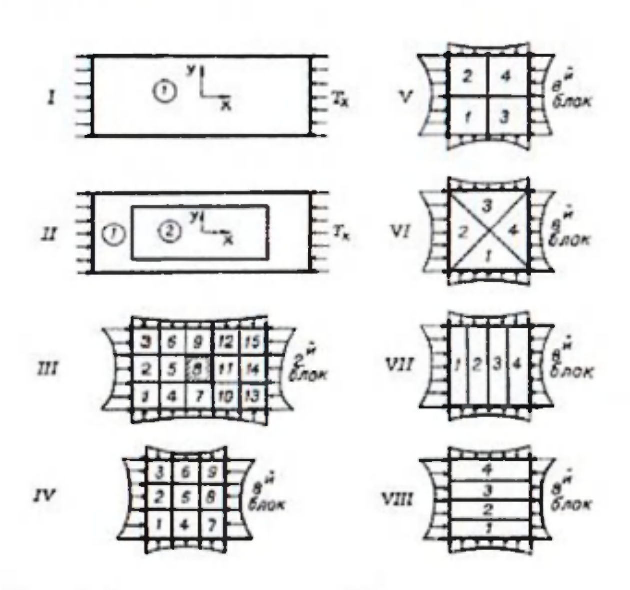


Рис. 2. Варианты схем блочного строения

Вариант I представлен одним сплошным блоком, нагруженным сжимающими равномерно распределёнными усилиями T_x единичной интенсивности в горизонтальном направлении, модуль Юнга пород $E=5\times10^4$ МПа, коэффициент Пуассона $\nu=0.25$.

Вариант II представлен двумя блоками с одинаковыми физико-механическими свойствами и граничными условиями на внешнем блоке такими же, как и в предыдущем случае. На контактах блоков здесь и далее нормальные напряжения и перемещения предполагаются непрерывными $\sigma_{n1}=\sigma_{n2}$ $u_{n1}=u_{n2}$, а тангенциальные и касательные напряжения могут иметь скачёк. Разрешены также и перемещения на границе блоков в направлениях ортогональных нормали.

Вариант III содержит 15 одинаковых блоков, на которые разделяется второй блок из схемы II. На внешней границе этой системы блоков заданы граничные условия, полученные в результате решения предыдущей задачи.

В последующих моделях IV – VIII рассматривается 8-й блок из III модели с различными вариантами разбиения на более мелкие блоки.

Из полученных данных следуют весьма важные выводы:

– по мере уменьшения размеров структурных блоков возрастают коэффициенты концентрации напряжений, т.е. возрастают значения величин действующих напряжений;

– по мере уменьшения размеров структурных блоков возрастает степень неоднородности их напряжённого состояния.

Все разрушения обусловлены соотношением действующих напряжений и деформационно-прочностных характеристик горных пород, которое математически выражается в виде различных условий прочности.

Однако при исследовании иерархично-блочных сред особый интерес представляет вопрос – какие блоки начинают разрушаться в первую очередь. По-видимому, при ответе на него необходимо учитывать реальные линейные размеры неоднородностей, на которых действуют соответствующие величины напряжений. Другими словами, при расчётах условий разрушений для иерархично-блочных сред необходимо переходить к определению количества энергии, которую имеют различные структурные блоки в конкретной ситуации. Тогда разрушение будет определяться некоторой величиной порогового значения энергии, при котором структурный блок, а точнее структурные неоднородности, слагающие данный структурный блок, будут разрушаться.

Вполне очевидно, что для различных рангов структурных неоднородностей значения величин пороговой энергии будут различны, хотя бы потому, что различаются линейные размеры структурных неоднородностей и прочностные характеристики по ним. По-видимому, каждому рангу структурных неоднородностей будет соответствовать своё значение величины энергии, необходимое для разрушения, и, соответственно, освобождающейся в результате разрушения. Это утверждение было высказано ещё в 2000 г. [1].

Для выявления закономерностей разрушения блочной среды на каждом этапе исследований помимо определения напряжённого состояния рассчитывалась удельная энергия деформирования соответствующих блоков.

$$w = \frac{1}{2ES} \iint_{(D)} \left(\sigma_1^2 + \sigma_2^2 - 2\nu\sigma_1\sigma_2 \right) dxdy, \qquad (1)$$

где S – площадь слоя единичной толщины рассматриваемого блока, σ_1, σ_2 – главные напряжения, действующие в блоке, D – область интегрирования – рассматриваемый блок.

Анализ результатов вычислений удельной энергии деформирования в рассматриваемых блочных структурах свидетельствует о том, что, чем меньше блок (при прочих равных условиях), тем больший уровень удельной энергии деформирования в нём. Следовательно, для его разрушения требуются относительно меньшие дополнительные энергетические затраты по сравнению с затратами, требующимися для разрушения больших блоков.

Иными словами, разрушение блочных структур массивов горных пород начинается на уровне мелких блоков, а затем по мере возрастания значений удельной энергии разрушение будет происходить по структурным неоднородностям всё более низких рангов. Этим объясняется наличие акустической эмиссии, предшествующей разрушению испытуемого под прессом образца горных пород, а также «шумы» массива перед горным ударом или форшоковые явления перед сильным землетрясением. Это же подтверждается и данными натурных наблюдений за сейсмической активностью различных массивов. Так в работе[1] приводятся документально зафиксированные факты о последовательной активизации сейсмичности в условиях Норильских месторождений: сначала с энергией 0-89 Дж; спустя два месяца – с энергией 90-140 Дж и ещё через два месяца – с энергией более 140 Дж, после чего процесс удельного энерговыделения приобрёл квазигармоническую форму с преобладающим месячным периодом. При этом, учитывая пространственную разобщённость структурных неоднородностей различных рангов, по мере вовлечения в процессы разрушения структурных неоднородностей более низких рангов усреднённые значения координат центров разрушений могут закономерно смещаться в пространстве, а скорость и направление смещений будет определяться реальной картиной расположения структурных неоднородностей в конкретной области деформирования массива.

Подобное явление также отмечается при обработке данных натурных наблюдений в других массивах, и на этом построены некоторые предложения по прогностическим признакам. Например, вариации временных интервалов и изменения фрактального распределения рассматриваются как прогностические параметры, характеризующие временное и пространственное изменение микросейсмичности [2, 3]. Фактически, на этой же основе, предложен диагностический параметр удароопасности в виде отношения средних скоростей миграции индуцированной сейсмичности и средних «кажущихся» скоростей миграции отдельных событий для упорядоченных во времени последовательностей их проявления.

Результаты проведенных расчётов свидетельствуют ещё об одном эффекте, характерном для блочной среды.

Изменение удельной энергии деформирования как результат динамического события (разрушения) можно представить зависимостью вида:

$$w(t)=w(0)+[w]\exp(-\beta t), \qquad (2)$$

где w_0 – энергия в блоке до динамического события, т.е. соответствующая его равновесному состоянию; [w] – дополнительная энергия, необходимая для разрушения; t – время после динамического события; $\beta=[w]/w_0$ – декремент затухания.

Из формулы (2) следует, что чем меньше декремент затухания, тем дольше система возвращается к прежнему энергетическому состоянию. Другими словами, малые блоковые структуры, выведенные из состояния равновесия некоторой величиной дополнительной энергии [w], возвращаются к прежнему устойчивому энергетическому состоянию медленнее, чем структуры больших размеров. Этим можно объяснить афтершоковые события, которые всегда наблюдаются после максимального по мощности сейсмического явления.

Рассмотренные особенности проявлений техногенной сейсмичности в иерархично-блочных средах подтверждаются результатами наблюдений в Хибинском массиве, где иерархичная блочность обусловлена широким развитием разломов (III ранг), тектонических нарушений (IV ранг), крупноблоковой (V-VI ранги) и мелкоблоковой (VII-VIII ранги) трещиноватостью.

Динамические проявления горного давления отмечаются на всех рудниках, при этом первые проявления стреляния пород отмечены в выработках вне зоны влияния очистных работ, начиная уже с глубины 70 м. Микроудары проявляются в зоне влияния очистных работ и выработанных пространств, начиная с глубины 300 м. По-видимому, основную роль в этих событиях играют структурные неоднородности относительно малых размеров.

В связи с углублением и расширением масштабов горных работ опасность проявления горных ударов при подземной разработке значительно возрастает. Характерной горнотехнической и геологической особенностью отработки апатитовых месторождений является также образование зависающих консолей со стороны висячего бока, обрушение подработанных пород висячего бока в форме призматических заколов и скол поверхностей пород висячего бока под углом 70°–80°.

По мере увеличения выработанных пространств в проявлениях сейсмичности Хибинского массива всё более чётко просматривается влияние более крупных структурных неоднородностей – тектонических нарушений в пределах шахтных полей.

Тектонические нарушения, во-первых, являются зонами отклика на массовые взрывы, во-вторых, непосредственно влияют на перераспределение напряжений в процессе ведения горных работ (выпуск руды, проведение выработок). При этом выделяются три постоянные зоны с повышенной сейсмической активностью. Первая зона приурочена к районам отбиваемых секций, вторая к зонам, характеризуемым пересечением нескольких тектонических нарушений. Третья к зоне за пределами ведения очистных работ, где имеются тектонические нарушения и разломы, фиксируемые в рельефе. Кроме того, к этой зоне приурочены трещины скола поверхностей пород висячего бока [2]. Именно к этим зонам приурочены мощные события (с энергией более 10^6 Дж). При этом суммарная выделившаяся энергия в зонах влияния

тектонических нарушений обычно на порядок превосходит энергию, выделившуюся в зоне влияния очистных работ, несмотря на то, что регистрируемое количество событий в зонах отбитых секций несколько больше.

Анализ данных регистрации сейсмичности за длительный период показал, что повышение общей сейсмической активности исследуемого района наблюдается в процессе ведения горных работ по мере изменения размеров и конфигурации выработанных пространств. При этом вследствие разрушений по крупным структурным неоднородностям (тектоническим нарушениям и разломам) возможны внезапные подвижки блоков с выделением относительно больших количеств сейсмической энергии, проявляющиеся в горных выработках в виде горных и горно-тектонических ударов, а на поверхности – в виде мелкофокусных землетрясений.

Исходя из этого, очередные шаги в общем решении проблемы прогноза сейсмических явлений, в частности, горных ударов и техногенных землетрясений, должны быть направлены на разработку методов контроля изменения энергонасыщенности различных структурных блоков массива пород. Эти данные не могут быть получены с применением сейсмических методов контроля состояния массива, поскольку они фиксируют лишь результаты происходящих разрушений. По-видимому, здесь более целесообразно использовать деформационные системы контроля состояния массива (в том числе с применением геодезических методов), которые позволяют уже в настоящее время контролировать напряжённо-деформированное состояние обширных областей массива пород, выделять энергонасыщенные зоны и отслеживать их изменения в пространстве и во времени.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Курленя М.В., Опарин В.Н. Проблемы нелинейной геомеханики. Ч. II. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, №4 2000, стр.3-26.
2. Опарин В.И., Тапсиев А.П., Востриков В.И. и др. О возможных причинах увеличения сейсмической активности шахтных полей рудников «Октябрьский» и «Таймырский» Норильского месторождения в 2003 г. Ч. I: Сейсмический режим. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, №4 2004, 3-22.
3. Козырев А.А., Панин В.И., Мальцев В.А., Аккуратов М.В. Прогноз горно-тектонических ударов и сильных землетрясений на Хибинских апатитовых рудниках // Междунар. конф. «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли». — Новосибирск, 1999.
4. Xie H., Pariseau W.G. Fractal character and mechanism of rock bursts // Internat. J. Rock Mechanics and Mining Science. — 1993. — Vol. 30, N 4.
5. Федотова Ю.В. Техногенная сейсмичность Кольского полуострова. // Землетрясения и микросейсмичность в задачах современной геодинамики Восточно-Европейской платформы / Под ред. Н.В. Шарова, А.А. Маловичко, Ю.К. Щукина. Кн.1:Землетрясения. Петрозаводск: Карельский научный центр РАН, 2007. Стр.182-192.

Д.В. Яковлев, А.Е. Удалов, Г.Л. Мильман (ОАО «ВНИМИ»)

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ, ОСНОВАННЫЕ НА РЕГИСТРАЦИИ ДИНАМИКИ ДЕФОРМАЦИЙ КОНТРОЛИРУЕМЫХ ОБЪЕКТОВ В УСЛОВИЯХ ИЗМЕНЯЮЩИХСЯ НАПРЯЖЕНИЙ (АС КГД)

Основной тенденцией развития горнодобывающих предприятий, в связи с переходом, в основном, на подземную добычу, является всемерная интенсификация работ и повышение уровня извлечения полезного ископаемого на базе применения высокоэффективных систем разработки с комплексной механизацией и автоматизацией основных технологических процессов. Как следствие этого, происходит сокращение сроков освоения и эксплуатации месторождения, образование в короткие сроки значительных площадей подработки, увеличение объема необходимой информации для оптимального управления производством. В связи с этим должны быть усовершенствованы существующие методы и средства оптимизации параметров систем разработки.

Оптимизация порядка отработки месторождения и параметров систем разработки становится возможной, если установлены критические значения прочностных или деформационных характеристик горных пород, при которых несущие элементы систем утрачивают свое назначение. Установление таких характеристик связано с обширной программой исследования физико-механических свойств пород, моделированием технологических процессов и постановкой специальных наблюдений в натурных условиях. Создается противоречие между необходимостью обоснования параметров систем разработки и порядка отработки месторождения на стадиях освоения и отработки месторождений и проведением длительных исследований. Возникает опасность разрыва во времени между поступлением рекомендаций и фактической отработкой месторождения, что неизбежно влечет частичную утрату надежности конструктивных элементов систем или увеличение потерь полезного ископаемого. Кроме того, проявление реологических свойств массива горных пород может привести при больших подработанных пространствах к опасности неконтролируемого проявления горного давления вплоть до разрушения несущих опор.

Из сказанного очевидно, что назрела необходимость организации непрерывного контроля состояния пород массива и выработок на всех стадиях разработки месторождения. К тому же современные представления о природе напряженно-деформированного состояния пород требуют тщательного изучения закономерности распределения напряжений и деформаций нетронутого и подрабатываемого массива, чтобы научиться учитывать

влияние первичного поля напряжений на поведение пород при эксплуатации месторождения и избежать нежелательных последствий.

ОАО «ВНИМИ» впервые в мировой практике разработки месторождений созданы и эксплуатируются автоматизированные системы контроля проявлений горного давления основанные на регистрации динамики деформаций контролируемых объектов в условиях изменяющихся напряжений (АС КГД), назначением которых является горно-геомеханическое обеспечение безопасности ведения горных работ в сложных горнотехнических и геологических условиях на современном уровне развития технических средств. Объектами автоматизированного оперативного контроля являются: междукамерные, междублоковые, междуэтажные естественные и искусственные целики; подготовительные выработки, породы висячего бока и т.п.

Основными задачами систем автоматизированного оперативного контроля являются определение:

– характера развития геомеханических процессов, величин сдвижений и деформаций различных толщ пород под влиянием подземной разработки месторождения;

– размеров различных зон нарушенности и деформирования толщ пород в области влияния очистных выработок;

– величин допустимых и предельных деформаций;

– напряженно-деформированного состояния (НДС) целиков, кровли камер и массива вокруг очистного пространства;

– мер по контролю за НДС конструктивных элементов и разработки мероприятий по предотвращению опасных деформаций вокруг очистных выработок.

Назначение АС КГД – предупреждение о наступлении критических состояний горных пород в естественных или искусственных опорах, в очистном пространстве и подготовительных выработках, а также получение пространственно-временных характеристик процесса деформирования пород в пределах всего месторождения.

АС КГД есть совокупность определенным образом расположенных измерительных устройств (датчиков), являющихся средством сбора информации о протекающих процессах; методики обработки и интерпретации данных измерения, критериев оценки состояния горных пород, технических мероприятий, обеспечивающих безопасность использования выработок, аппарата формул для прогноза изменения состояния пород, окружающих выработки.

Система представляет собой пространственно-распределенную сеть станций контроля деформаций, подключенную к персональному компьютеру. Для ОАО «Кольская ГМК» система выполнена в исполнении РН2 с уровнем пылевлагозащиты IP54 по ГОСТ 14254-96.

Состав системы (на примере ОАО «Кольская ГМК») приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Состав системы СА КГД

Наименование	Кол.	Примечание
1. Модуль сопряжения МСДИ	80	
2. Датчик индуктивный ДИ7	40	Длина кабеля 8 м
3. Датчик индуктивный ДИ7-01	40	Длина кабеля 30 м
4. Модуль контроллера МК485	2	
5. Конвертор интерфейсов КИ	1	
6. Кабель КУПЭВ 2x2x0.5э	2 км	Поставляется отдельно
7. Комплект ЗИП, в составе	1	
1. Калибр	1	
2. Пульт	1	
8. Комплект ЭД	1	
1. Паспорт	1	ЕГ26К.000 ПС
2. Руководство по эксплуатации	1	ЕГ26К.000 РЭ
3. Программа мониторинга горного давления AskMon. Руководство оператора	1	
4. Программа обработки данных AskView. Руководство оператора	1	
9. Программное обеспечение	1	Диск
1. Программа мониторинга горного давления AskMon	1	
2. Программа обработки данных AskView	1	

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ

Количество датчиков деформации – 80, объединенных в две подсистемы по 40 датчиков.

Длина линии связи подсистемы – до 1 км.

Длина линии связи до компьютера оператора – до 8 км (зависит от типа кабеля).

Диапазон измерения деформации: полный – не менее 30 мм, рабочий – не менее 20 мм.

Относительная погрешность измерения: в рабочем диапазоне – не более 0.1 мм.

Питание модуля контроллера – сеть 100-240 В, 50 Гц.

Питание модуля сопряжение – 12 В (от МК485).

Питание конвертора интерфейсов – сеть 220 В, 50 Гц.

Потребляемая мощность, МК485 с МСДИ – не более 5 Вт, КИ – не более 3 Вт.

Время установления рабочего режима – не более 30 сек.

Интерфейс управления – последовательный полудуплексный RS-485. Скорость передачи 1200 – 115200 бит/с.

Управление работой – программное, по командам оператора.

Период опроса датчиков – от 1 мин. до 1 суток.

Система имеет возможность самотестирования.

Режим работы системы – непрерывный.

Условия эксплуатации:

Температура окружающей среды – 30...+400 °С.

Относительная влажность воздуха – до 98 % при 250 °С.

Габаритные размеры и масса устройств системы приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Габаритные размеры и масса устройств системы

Наименование устройства	Габаритные размеры, мм	Масса, кг не более
1. Блок контроллера МК485	200 x 130 x 80	1
2. Модуль сопряжения МСДИ	110 x 135 x 37	0,3
3. Датчик ДИ7	Ø 32 x 215	1
4. Конвертор интерфейсов	125 x 60 x 52	0,3

Действие системы контроля горного давления основано на измерении деформации массива с помощью индуктивных датчиков ДИ7. Датчики располагаются в скважинах или между кровлей и почвой в горных выработках.

Система состоит из 2-х модулей контроллера (МК485), станций регистрации деформации, состоящих из модуля сопряжения (МСДИ) и индуктивного датчика (ДИ7), конвертора интерфейсов (КИ) и компьютера оператора.

Структурная схема системы показана на рисунке 1.

Режим программирования параметров используется для записи параметров конфигурации в блоки. Программирование параметров производится при настройке программы мониторинга.

В **МСДИ** расположен генератор, который вместе с индуктивностью датчика ДИ7 формирует на своем выходе частоту, зависящую от положения штока датчика. Эта частота измеряется в МСДИ и преобразуется в величину смещения. БК485 производит периодический опрос подключенной к нему группы МСДИ, и, передает данные в компьютер оператора системы. Программа мониторинга горного давления записывает результаты измерения в базу данных. Программа обработки данных позволяет в табличном или графическом видах просматривать или распечатывать накопленные и обработанные данные за указываемый период наблюдения.

Система может работать в следующих режимах:

– непрерывная регистрация;

– тестирование;

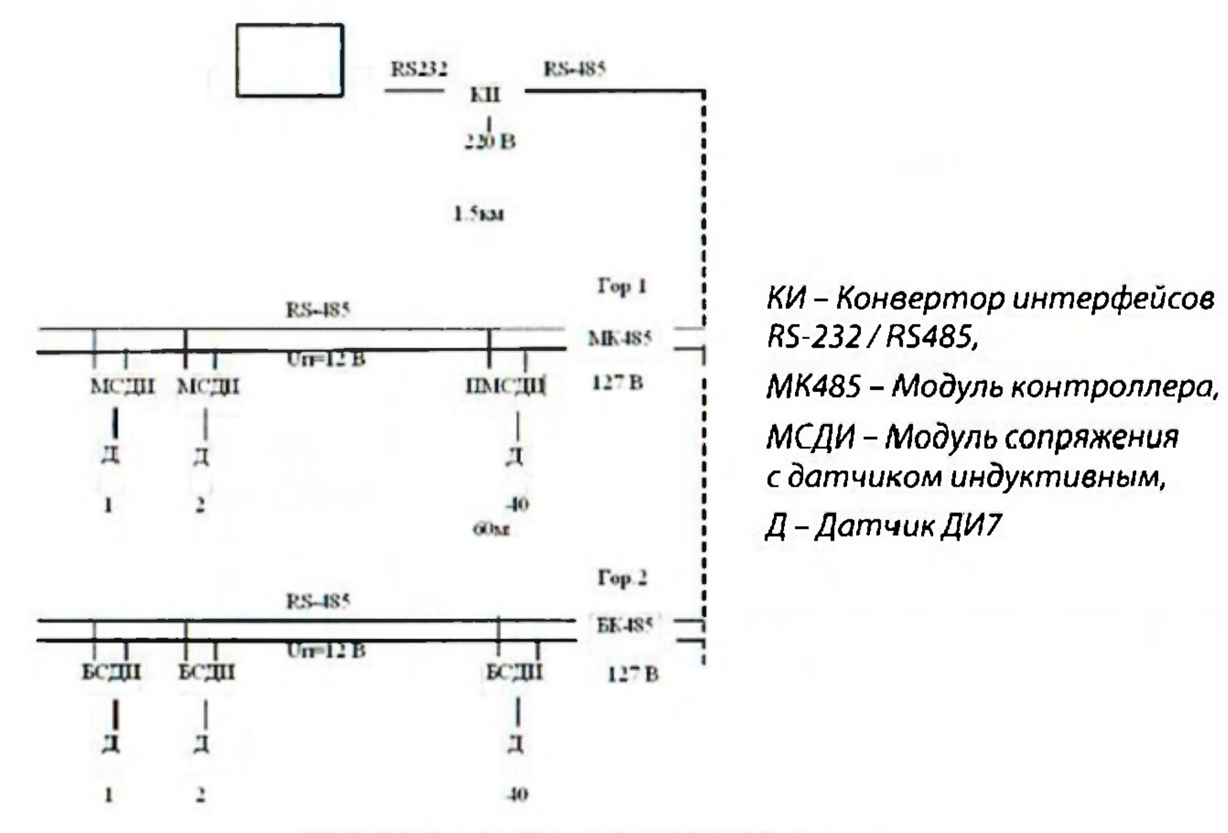


Рисунок 1 – Структурная схема АС КГД

– программирование параметров;

– программирование микроконтроллера (загрузка программы).

Непрерывная регистрация является штатным рабочим режимом системы и производится с заданным периодом в пределах от 1 мин. до 1 суток или с заданными временами опроса. При каждом отсчете рассчитываются величины накопленной деформации и скорости деформации и, при превышении ими пороговых значений, программа сигнализирует о критической ситуации оператору. Тестирование система производит автоматически при включении питания или по команде из программы управления и включает проверку датчика и основных систем блоков, с последующим выводом результата в компьютер оператора.

Режим программирования микроконтроллеров БК485 или МСДИ используется для удаленной загрузки рабочей программы. Перепрограммирование производится представителем организации-изготовителя системы.

МК485 управляет подсистемой измерения деформации, устанавливаемой, как правило, на одном горизонте. БК485 реализует следующие функции:

– подает напряжение питания 12 В на МСДИ;

– посылает команду на измерение и принимает результаты;

– накапливает результаты во внутренней памяти;

– передает данные в компьютер оператора по последовательному интерфейсу RS-485;

– выполняет самотестирование внутренних узлов.

Структурная схема БК485 приведена на рисунке 2.

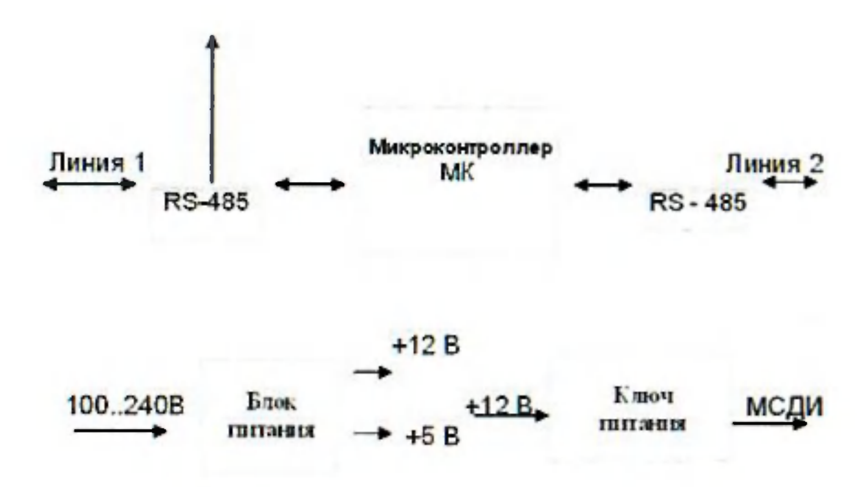


Рисунок 2 – Структурная схема МК485

МК485 содержит управляющий микроконтроллер (МК), схемы интерфейса магистрали RS-485 для подключения к компьютеру (линия 1) и к МСДИ (линия 2), узел питания и ключ управления питанием линии 2. БК485 питается от сети переменного тока напряжением от 100 до 240 В.

МК485 получает команды управления от компьютера оператора по последовательной магистрали RS-485. Скорость обмена устанавливается программно из стандартного диапазона скоростей 1200 – 115200 б/с, в зависимости от длины магистрали. Исходное значение – 9600 б/с. На концах линии магистрали необходимо установить согласующие резисторы (терминаторы) номиналом 130 Ом. Резисторы устанавливаются в КИ (начало линии) и в последнем МК485 (конец линии). Линия 1 имеет гальваническую развязку от основной схемы блока.

Внешний вид МК485 приведен на рис. 3.

Все элементы схемы расположены на печатной плате, закрепленной внутри корпуса. Подвод внешних кабелей осуществляется через кабельные вводы, расположенные в нижней части корпуса к клеммным колодкам на печатной плате.

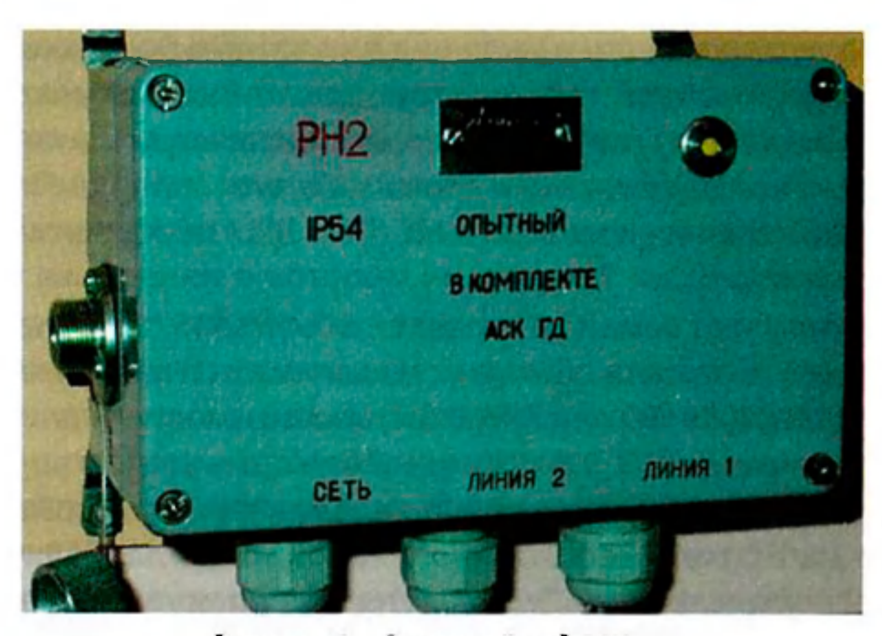


Рисунок 3 – Внешний вид МК485

МК485 имеет светодиодный индикатор состояния, который горит зеленым цветом при наличии стабилизированного питания и загорается красным светом при передаче данных по линии 1 или линии 2. Тумблер включения питания расположен на левой боковой стенке блока и закрывается крышкой.

Модуль крепится через крепежные планки к стенке выработки или помещения. На блоке расположен шильдик с маркировкой и номером блока, который совпадает с адресом блока на магистрали.

Модуль сопряжения с датчиком индуктивным (МСДИ) в комплекте с датчиком ДИ7 представляет собой станцию регистрации деформации в конкретном пункте.

Структурная схема МСДИ приведена на рисунке 4.



Рисунок 4 – Структурная схема МСДИ

Генератор вместе с датчиком формирует на своем выходе частоту, зависящую от положения штока, и, следовательно, от индуктивности датчика. Эта частота измеряется микроконтроллером, преобразуется в величину смещения и передается по линии связи в БК485. Каждый датчик имеет свою индивидуальную зависимость изменения индуктивности от смещения, которая в виде градуировочной таблицы заносится в память микроконтроллера. Кроме того, на частоту генератора влияет параметры самого генератора (разброс емкости конденсаторов) и длина кабеля от датчика. Поэтому, после установки и подключения комплекта МСДИ – ДИ7 необходимо произвести их калибровку.

МСДИ получает команды управления от БК485 по последовательной магистрали RS-485. Скорость обмена устанавливается программно из значений 4800, 9600, 19200, 38400 или 57600 б/с, в зависимости от длины магистрали. Исходное значение – 9600 б/с. Каждый блок имеет свой адрес на общей магистрали, который совпадает с номером, нанесенным на крышку блока. На концах линии магистрали необходимо установить согласующие резисторы (терминаторы) номиналом 390 Ом. Резисторы устанавливаются в МК485 (начало линии) и в последнем МСДИ (конец линии).

МСДИ питается от напряжения 12 В, подаваемое с МК485, которое преобразуется в стабилизированное напряжение 3,3 В. Напряжение питания контролируется компаратором, входящим в состав микроконтроллера. При понижении напряжения на линии ниже 5,7–5.8 В устанавливается флаг ошибки, который считывается при запуске комплексного теста. Следует отметить, что микроконтроллер блока требует выдерживать определенное время включения питания после его выключения (время разряда конденсатора цепи питания), которое составляет, примерно, 7 секунд. При работе в составе системы это время автоматически выдерживается программой МК485.

Внешний вид МСДИ с датчиком ДИ7 показан на рис. 5. Все элементы схемы расположены на печатной плате, закрепленной внутри корпуса. Подвод внешних кабелей осуществляется через кабельные вводы, расположенные по бокам корпуса к клеммным колодкам на печатной плате. На верхней крышке расположен шильдик с маркировкой и номером блока, который идентифицирует блок в системе. На корпусе блока имеются крепежные отверстия.



Рисунок 5 – Внешний вид МСДИ с датчиком ДИ7-01

Датчик ДИ7. Измерительная часть индуктивного датчика ДИ7 состоит из неподвижной обмотки и подвижного штока, соединенного с ферритовым стержнем, который может перемещаться внутри обмотки. Изменение индуктивности связано с перемещением штока. Характеристика датчика в виде градуировочной таблицы записана в память МСДИ, к которому подключен датчик. Датчик имеет рабочий диапазон движения штока от 5 до 20 мм, погрешность измерения в котором не хуже 0.1 мм. В диапазонах 0–5 мм и 25–30 мм погрешность измерения снижается.

Датчик ДИ7 изготовлен в виде цилиндра с наружным диаметром 30 мм. Датчик имеет хвостовик с резьбой для его крепления и подвижный шток с зажимом для крепления проволоки-растяжки. Датчик имеет два исполнения, которые отличаются только длиной кабеля: ДИ7 – длина кабеля 8 м, ДИ7-01 – длина кабеля 30 м.

Конвертор интерфейсов (КИ). Конвертор интерфейсов преобразует интерфейс RS-232 персонального компьютера в интерфейс RS-485 системы.

Вход и выход КИ имеют гальваническую развязку. КИ питается от сети 220 В.

Конвертор интерфейсов выполнен в пластмассовом корпусе с размерами 120х60х50 мм для настольной установки. КИ имеет кабель для подключения к COM порту компьютера, сетевой кабель и клеммный разъем для подключения линии RS-485. КИ устанавливается вблизи компьютера оператора.

В общем виде критерии оценки состояния горных пород определяются функцией нагружения и сопротивления для конкретных условий, которые определяются физико-механическими свойствами пород, слагающих контролируемый элемент системы разработки, видом и формой этого элемента, режимом изменения окружающего поля напряжений.

Применительно к условиям разработки рудников ОАО «Кольская ГМК» контролируемыми объектами являются целики и находящиеся в них горные выработки. В том случае, если эти объекты работают в упругом режиме, то предельное значение сопротивления несущей опоры (массива целика, крепи горной выработки) будут отвечать условию:

$$/\sigma_{сж}/ = E \cdot \varepsilon_п, \qquad (1)$$

где $/\sigma_{сж}/$ – предел прочности при одноосном сжатии, МПа;
Е – модуль упругости (пропорциональности), МПа;
$\varepsilon_п$ – предельная относительная деформация.

Предельная деформация представляет собой сумму деформаций объекта в момент его образования за счет нагрузок, превышающих исходное напряжение в нетронутом массиве, и деформаций от последующих пригрузок при разработке месторождения. Модуль упругости Е и предел прочности $/\sigma_{сж}/$ определяется посредством данных лабораторных испытаний образцов пород, при этом в последнюю величину вводится коэффициент структурного ослабления, значение которого определяют специальными исследованиями в шахтных условиях путем изучения трещиноватости и нарушенности горных пород.

При проявлении породами свойств ползучести критериями состояния будут суммарные величины, скорости и ускорения относительных деформаций.

Для каждого из них должны быть установлены предельные значения, отражающие переход из стадии неустановившейся ползучести в стадию прогрессирующей ползучести и далее.

Одновременно следует иметь в виду, что каждой стадии деформирования целиков-опор соответствует различный характер нагружения их со стороны пород висячего бока. При проявлении ползучести они будут находиться в условиях заданной деформации, которая будет зависеть, при прочих равных условиях, от степени связанности пород налегающей толщи и ее способности либо сохранить свойства распорной среды, либо переходить в сыпучее состояние. До тех пор, пока породы висячего бока сохраняют свои свойства распорной среды, деформирование целиков сводится к релаксированию напряжений до уровня предела пропорциональности. С переходом

налегающих пород в сыпучее состояние целики начинают деформироваться в режиме заданной нагрузки, т.е. $\varepsilon = f(\sigma)$, а с выходом за предельное состояние при $\varepsilon = \varepsilon_n$, деформируются с постоянной скоростью до полного разрушения. Поэтому необходимо выделить три характерных периода деформирования:

1) $\varepsilon = \sigma / E$ – сохранение предела пропорциональности,
2) $\varepsilon = a(e^{\lambda t} - 1)$ – стадия ползучести,
3) $\varepsilon = e^{\lambda t}$ – деформирование за предельным состоянием.

Особое место среди критериев состояния пород занимает ускорение относительных деформаций ε, так как оно характеризует изменение условий нагружения, т.е. отражает динамику развития процесса вследствие изменения технологической ситуации. Ускорение деформирования резким пригружением деформирующихся опор вышележащей толщи происходит как вследствие перераспределения напряжений при разрушении отдельных опор, так и от пригрузки за счет опускания нависающей части расслоившейся толщи налегающих пород в зоне распорной среды. Важность этого параметра состоит в том, что он позволяет прогнозировать развитие деформаций в этой точке.

Для горных выработок незакрепленных, находящихся в массиве горных пород, могут быть использованы те же критерии, что и при определении категории состояния целиков, с учетом концентрации напряжений к, возникающих в приконтурном пространстве при проведении данной выработки, т.е. формула 1 для них преобразуется в условие:

$$/\sigma_{сж}/ = к \cdot E \cdot \varepsilon, \quad (2)$$

а условие сохранения предела пропорциональности:

$$\varepsilon = \sigma / к \cdot E, \quad (3)$$

при сохранении параметров и характеристик других стадий деформирования.

В общем виде критерии состояния пород по устойчивости, определяемые на основе деформаций массива или отдельных элементов систем разработки могут быть охарактеризованы предварительно данными таблицы 3.

Таблица 3 – Классификация критериев состояния пород по устойчивости

Категория состояния	Категории состояния		
	для целиков	для выработок	для оценки подвижности налегающей толщи пород
1	2	3	4
Устойчивое	$\sigma < /\sigma/$ $\varepsilon_b < /\varepsilon/ \approx 3 \cdot 10^{-3}$ $\varepsilon_r / \varepsilon_h < 0{,}5$	$\varepsilon_b \approx \sigma_м / E_м \approx 3 \cdot 12^{-3}$	$\varepsilon_1 \approx \varepsilon_2 < /\varepsilon/$ $g = const. < / g /$
Переходное	$\sigma < /\sigma/$ $\varepsilon_r / \varepsilon_b \leq 0{,}5$ $\varepsilon_b < /\varepsilon/ \simeq 1 \cdot 10\text{-}2$	$\varepsilon = \varepsilon_o (1 - e\text{-}\varepsilon^{\lambda t})$ $3 \cdot 10^{2} > \varepsilon > 1 \cdot 10^{-2}$ $\varepsilon_t > \varepsilon_1 + 1$	$-\varepsilon_1 < +\varepsilon_2$ $\varepsilon_1, \varepsilon_2 < /\varepsilon/$ $-\varepsilon_1 = K(+\varepsilon_2)$ $g < / g /$
Неустойчивое	$\sigma > /\sigma/$ $\varepsilon_r / \varepsilon_b > 0{,}5$ $\varepsilon_b > /\varepsilon/ > 5 \cdot 10\text{-}2$	$\varepsilon = \varepsilon o (e^{\lambda t} - 1)$ $\varepsilon > 5 \cdot 10\text{-}2$	$\pm\varepsilon_1 < +\varepsilon_2$ $\varepsilon_2 > /\varepsilon/$ $g > / g /$

Обозначения, приведенные в таблице 3 характеризуют:

$/\sigma/$, $/\varepsilon/$ – предельные значения напряжений и деформаций;

$\varepsilon_г$, $\varepsilon_в$ – горизонтальные и вертикальные деформации целика или выработки;

σ, $\sigma_м$ – действующие напряжения в целике и массиве;

$E_г$ – модуль упругости пород;

$\varepsilon_о$ – деформация выработки, вызванная перераспределением напряжений при ее проведении;

ε_1, ε_2 – главные составляющие элемента деформаций массива;

ε_t, ε_t+1 – скорость деформирования за определенный промежуток времени t;

λ – показатель ползучести, определяемый специальными исследованиями;

g – градиент деформаций, также определяемый специальными исследованиями.

При создании автоматизированной системы оперативного контроля критерии оценки состояния для конкретных условий должны быть уточнены в процессе функционирования системы и должны получить цифровое выражение (см. таблицу 3). Значения и функциональные зависимости, приведенные в таблице 3, служат алгоритмами для прогнозирования перехода массива или отдельных его элементов из одного состояния в другое.

Разработка комплексов автоматизированных систем является необходимым условием обеспечения геомеханической безопасности и эффективности отработки угольных, рудных и нерудных месторождений России и других стран.

В качестве примера приведем критерии состояния целиков и выработок, полученных в результате исследований на рудниках ОАО «Кольская ГМК» для различных стадий их деформирования, которые характеризуются данными таблицы 4.

Для иных условий, аналогичные критерии состояния выработок и целиков должны быть уточнены ВНИМИ в процессе проведения научно-исследовательских работ.

Таблица 4 – Критерии состояния целиков и выработок для условий рудников ОАО «Кольская ГМК»

Категория состояния	Накопленная величина относитель-ных деформаций ε х 10⁻³	Средние скорости относительных деформаций		Мероприятия по обеспе-чению безопасности	Возможности использования выработки
		ε х 10⁻³, сут.⁻¹	ε х 10⁻³, мес.⁻¹		
I	5	0,03	0,7	Не требуется	Без ограничен.
II	5-10	0,02-0,08	1,00-2,5	Регулярная оборка выработок	Допускается передвижение людей, электровозов и самоходной техники
III	10-20	0,04-0,13	1,2-4,0	Сплошная крепь с затяжкой кровли и боков	То же
IV	20-35	0,07-0,20	2,0-6,0	Сплошное перекрепление выработок	Запрещается передвижение электровозов и самоходной техники
V	35-60	0,1-0,30	>7,0	Периодическая разборка завалов после затухания процесса	Работы ведутся при скорости де-формаций менее 1,0 мес.⁻¹

А.А. Козырев, В.И. Панин, Ю.В. Федотова (ГоИ КНЦ РАН)

ТЕХНОГЕННАЯ СЕЙСМИЧНОСТЬ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ НА РУДНИКАХ КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА

В крупных горнодобывающих регионах, а также в районах мощного техногенного воздействия иного рода (например, при сооружении уникальных гидротехнических или подземных объектов), наиболее актуальной проблемой становится техногенная сейсмичность, которая существенно повышает опасность ведения горных работ и приводит к значительным материальным потерям [1-4]. Анализ приведенных источников показал, что горные удары регистрируются на всех месторождениях, где выявлены аномально высокие естественные напряжения в массиве, вне зависимости от типа тектонической структуры (стабильные щиты, подвижные платформы, мобильные горно-складчатые области).

Техногенные же землетрясения проявляются, как правило, на месторождениях, где в отработку вовлечены большие площади, где извлекаются и перемещаются значительные объемы горной массы. Эти землетрясения аналогичны природным, но отличаются только режимом сейсмической эмиссии под влиянием техногенных факторов. Для них характерны большое количество форшоков перед главным толчком, медленное убывание афтершоков, повышенная бальность за счет неглубокого заложения очага землетрясения.

В зоне техногенного воздействия горных работ, где извлекаются и перемещаются значительные объемы горной массы, формируются значительные по площади выработанные пространства. При этом увеличивается скорость деформирования пород по сравнению с естественной (иногда на порядок и более) и накладываются мощные динамические воздействия от массовых взрывов. Все это приводит к нарушению процесса формирования очага (времени созревания очага), преждевременному инициированию серии более слабых толчков за счет срыва по контактам блоков, или же взаимодействия сближенных трещин и разломов.

Задачи рационального природопользования являются сегодня актуальными практически для всех стран мира. Особенно, комплекс проблем, заключающийся в нарушении достигнутых природных равновесий под воздействием техногенных факторов, связанных с влиянием жизнедеятельности человека на геологическую среду. При этом в настоящее время техногенные воздействия имеют тенденцию к прогрессии. Их влияние носит сложный, комплексный характер, охватывая все компоненты природной среды (недра, поверхностные и подземные воды, почву, рельеф, атмосферу и биоту).

Отечественный и зарубежный опыт показывает, что интенсивная разработка крупных промышленных месторождений и последующая переработка добытой руды приводит к концентрации промышленных объектов

на ограниченной площади. Достижение определённого критического объёма приводит к резкой активизации техногенных процессов в недрах и на поверхности, которые не только усложняют разработку месторождений, но и вызывают различные негативные, а иногда и катастрофические изменения. В таких случаях заметно возрастает сейсмическая активность в районе ведения горных работ, а соответственно опасность возникновения горных ударов или техногенных землетрясений.

Проблема прогноза и предупреждения активизации техногенной сейсмичности при крупномасштабной разработке месторождений полезных ископаемых остается актуальной для многих горнодобывающих районов мира, в том числе и для России. При этом, несмотря на широкие исследования в этой области и достигнутые успехи, особенно в методике и технике регистрации динамических явлений в рудниках, острота этой проблемы не уменьшается. В особенности это касается сложности разработки удароопасных месторождений. Между тем при решении проблемы прогноза и предупреждения активизации техногенной сейсмичности часто используют модели и методические подходы, применяемые в сейсмологии, поскольку динамические явления в рудниках и техногенные землетрясения имеют единую физическую природу [5].

В области прогноза и предупреждения техногенной сейсмичности к настоящему времени накоплено достаточно знаний для того, чтобы провести их некоторую систематизацию для сугубо практических целей. Рудник с вмещающим его участком геологической среды образует сложную нелинейную открытую природно-техническую систему (ПТС), эволюция которой осуществляется чередованием стадий адаптаций и бифуркаций. На начальном этапе эволюция идет в устойчивом детерминированном режиме. Параметры этого режима обеспечивают адаптацию ПТС к конкретным горно-геологическим условиям и рассчитываются на стадии проектирования по различным алгоритмам на основе соответствующих моделей геологической среды с учетом современного состояния горной технологии и экономики. Необходимо отметить, что переход системы в фазу нелинейности означает критическое состояние системы, которое в точке бифуркации реализуется через кризис, то есть имеет место нарушение прежнего равновесия и переход системы в новое устойчивое состояние. Таким образом, осуществляется режим самоорганизации геологической среды в ПТС, отражением которого и являются горные удары и техногенные землетрясения. Данная модель представляется универсальной, поэтому она может быть положена в основу стратегии прогноза и профилактики всех техногенных катастроф.

Ранее нами была предложена и обоснована модель формирования и реализации динамических явлений в горнорудной природно-технической системе «Хибины», которая может быть положена в основу стратегии прогноза и предупреждения геодинамических явлений [6].

Хибинские апатитовые рудники, являющиеся крупнейшими в России поставщиками фосфатного сырья, расположены в центральной части Кольского

полуострова на северо-западе России. Вмещающий апатитовые месторождения Хибинский массив представляет собой крупнейшую в мире многофазную интрузию нефелиновых сиенитов центрального типа. Его формирование происходило в платформенном этапе развития Кольского региона и связано с герцинской эпохой (около 300 млн лет) тектономагматической активизации Балтийского щита. Внедрение интрузии происходило в несколько этапов в период интенсивных движений по глубоким разломам земной коры, к которым приурочен массив округлой формы площадью 1327 км^2, максимальная абсолютная отметка – 1191 м.

О продолжающемся тектоническом формировании этого района свидетельствуют современные поднятия массива со скоростью от 0.5 до 2–4 мм/год и происходящие периодически природные землетрясения интенсивностью до 4–6 баллов по 12-ти бальной шкале. Тектоническая активность Хибинского массива обусловливает высокую тектоническую напряженность геологической среды, что определяет главным образом специфику геомеханической ситуации на апатитовых рудниках.

Геодинамическая эволюция ПТС Хибин иллюстрируется данными рисунка 1, на котором показано количество проявлений техногенной сейсмичности, зарегистрированных с 1975 по 2012 гг. на апатитовых рудниках. Как видно из рисунка, распределение количества событий во времени неравномерно.

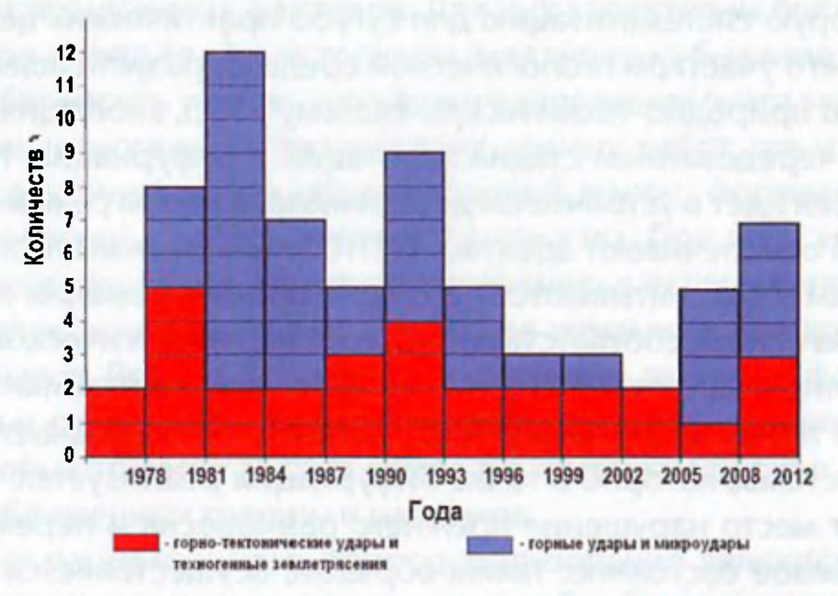


Рисунок 1. Распределение количества проявлений горного давления, зарегистрированных в выработках на рудниках ОАО «Апатит»

На сейсмическую реакцию массива, в пределах которого находится действующий рудник, влияют не только геологическое и тектоническое строение массива, но и технология отработки данного месторождения, количество взрываемой горной массы, количество ВВ на взрыв, темпы ведения горных работ. Оказывает влияние также и гидрологический режим данного участка. Наличие разномасштабной трещиноватости обуславливает насыщение жидкостью горных пород. В зависимости от пористости и

влагопроницаемости пород, слагающих отрабатываемое месторождение, сейсмическая реакция массива может быть различной. Так, например, в районе крупномасштабной отработки месторождений Хибинского массива, общее повышение сейсмичности, как правило, связано с увеличением влагонасыщенности пород в результате интенсивного снеготаяния, длительных и интенсивных дождей, резкой сменой температурного режима. Наличие поверхностей ослабления в скальном массиве в виде зон окисления горных пород, зон трещиноватости и иных неоднородностей среды в значительной степени снижают прочностные характеристики горных пород в целом, что создает условия для реализации техногенных землетрясений [7].

Как показывает опыт, по причине неоднородности состава и строения горных пород в массиве, неполной геомеханической и геологической информации, вынужденных (ситуативных) отступлений от проекта горных работ в руднике периодически возникают кризисные ситуации, обусловленные внезапными разрушениями горных выработок, в том числе и по причине динамических явлений в массиве пород. Поскольку все кризисные ситуации развиваются по универсальной модели, то и ликвидацию этих ситуаций следует осуществлять также по типовому алгоритму [8].

Определение вероятности возникновения кризисной ситуации производится нами с помощью регионального прогноза критических состояний участков массива пород. В основу данного прогноза нами положен принцип выделения пространственно-временных областей с повышенной вероятностью ожидания опасных состояний по совокупности однопараметровых критериев, выбранных по нестационарным и стационарным влияющим факторам.

Для анализа первых выбраны: изменения фрактального размера пространственного распределения сейсмических событий, тангенса угла наклона графика повторяемости, средней длины трещин, а также концентрационный критерий, для вторых – границы очистного пространства и разрывные нарушения.

Для оценки статистических характеристик предвестниковых параметров использовались базы данных автоматизированной системы контроля сейсмичности массива центра геофизического мониторинга ОАО «Апатит». При расчете общей вероятности возникновения кризисной ситуации при одновременном контроле по всем рассмотренным критериям лучший результат выявлен в случае, когда прогноз осуществляется одновременно по комплексу критериев. В процессе проведенных исследований выявлено, что увеличение числа используемых критериев позволяет более детально дифференцировать контролируемую область по вероятностям возникновения мощных сейсмических событий.

На рисунке 2 приведены примеры результатов расчетов распределений значений комплексной оценки для участка массива гор.+410 м Юкспорского крыла Объединенного рудника ОАО «Апатит». Расчеты выполнялись для дат предшествующих сейсмическому событию, зарегистрированному 24.05.2012 г. в пределах данного участка.

Из данных, приведенных на рисунке, видно, что возникшая сейсмоактивная зона меняла свою конфигурацию в течение всего наблюдаемого периода. Красный цвет шкалы значений комплексной оценки соответствует вероятности реализации мощного сейсмического события больше 75%.

В результате многолетних техногенных воздействий в виде взрывных работ по отбойке руды, приводящих к перераспределению напряжений в массиве, на данном участке произошло частичное обрушение пород, что привело к растрескиванию и потере устойчивости вышележащего массива. Обводненность пород в период интенсивного снеготаяния также явилась возмущающим фактором, влияющим на сейсмический режим района, приводящим к подвижке по ранее ослабленным тектоническим нарушениям. Бурение и взрывание 23.05.2012 г. вееров скважин на данном участке спровоцировало прорастание магистральной трещины, сопровождающееся сейсмическими событиями с энергией до 2×10^7 Дж, что наряду с наличием техногенной и

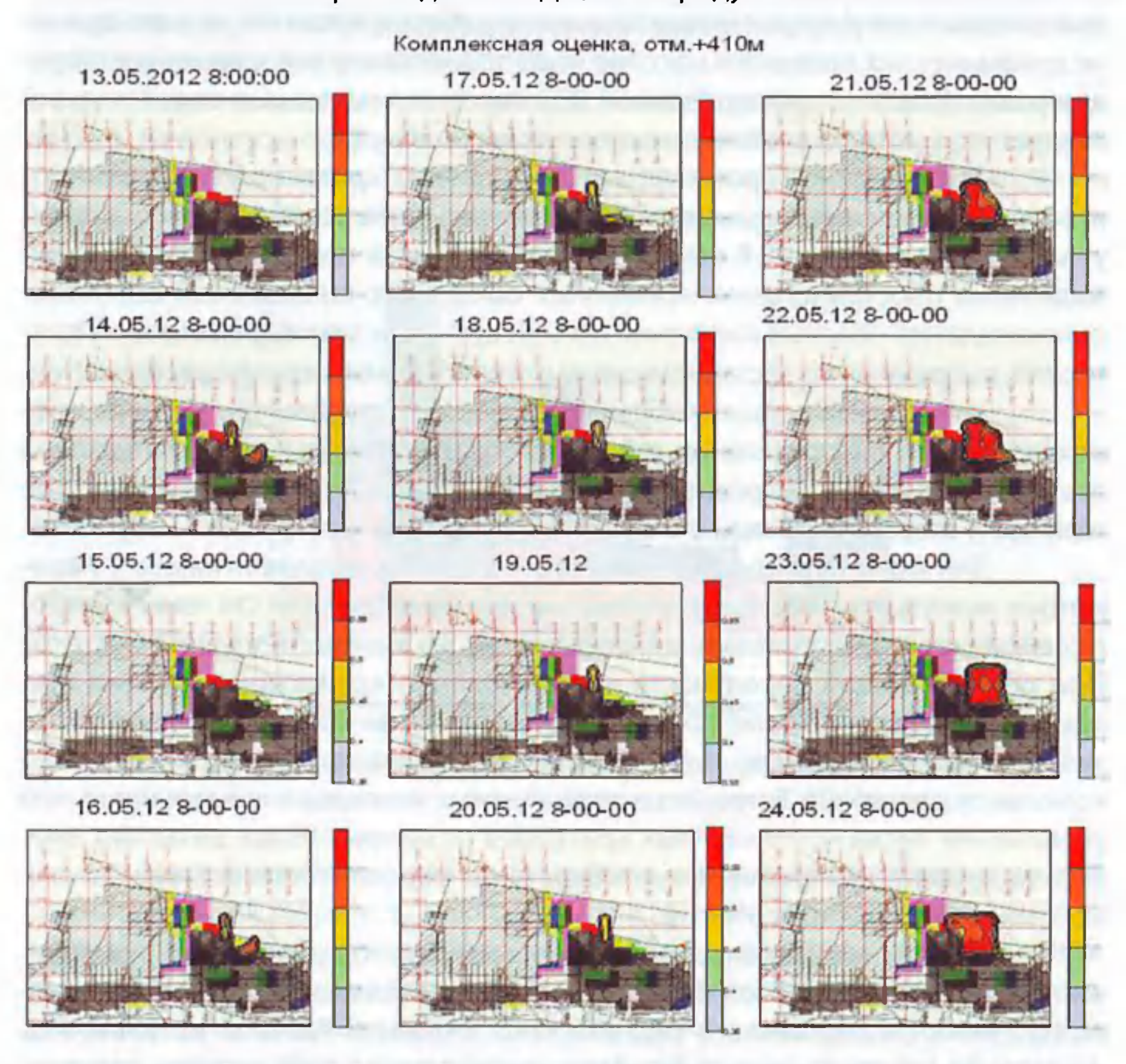


Рисунок 2. Распределения значений комплексной оценки для участка массива на период с 13 по 24 мая 2012 г.

естественной трещиноватости и геологическими нарушениями в районе контакта рудного тела и привело к самообрушению пород кровли на данном участке.

Таким образом, динамические проявления горного давления различной интенсивности являются неизбежной реальностью при ведении горных работ на удароопасных месторождениях. Комплексная оценка вероятности возникновения сейсмоактивных зон и реализации динамических проявлений позволяет более обосновано подходить к решению задач по их прогнозу и профилактике, поскольку они являются дорогостоящими мероприятиями.

Ввиду случайного характера динамических явлений в массиве результаты регистрации сейсмической эмиссии, как процесса вероятностного, могут быть корректно интерпретированы только путем статистической обработки данных, полученных за достаточно длительный интервал времени и на значительной площади наблюдений. Безусловно, необходимо активно развивать систему мониторинга с последующим анализом максимально большего количества параметров сейсмической эмиссии и совершенствовать модели прогнозов возникновения и развития природных и техногенных динамических проявлений горного давления в пределах шахтных полей рудников при крупномасштабном ведении горных работ в высоконапряженных удароопасных массивах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Брайан А., Брайан Дж. Г. и Фош. Некоторые вопросы по контролю кровли и крепи в горной выработке с целиками. Горный Инженер, февраль1994, с.238-266.
2. Джонстон И.К. Горные удары в глобальной перспективе. Труды по Геофизике. Том 98, номер 6, Лейпциг, 1989, с. 474-490.
3. Кноль П. Тектонический горный удар под силой жидкости от 13 марта 1989 года на руднике «Верра» в горном районе Роташ, ГДР (Первые результаты), Труды по Геофизике, 1990, 99(6), Лейпциг, с. 239-245.
4. Свонсон П.Л., Болер Ф.М. Сейсмическое событие с магнитудой 5.3 и обрушение рудника Солвей Трона: Анализ устойчивости целиков и обрушения дна выработки. Открытый отчет 86-95, Американский Департамент национального Горного Бюро, 1995, 82 с.
5. Сейсмичность при горных работах // Коллективная монография. Апатиты. Изд-во КНЦ РАН. 2002. 325с.
6. A.A. Kozyrev, V.I. Panin, Yu.V. Fedotova. The geodynamic evolution of the geological medium in the area of large-scale mining. New challenges and visions for mining. // 21st World Mining Congress. – Poland- Krakow – Katowice – Sosnowiec. Vol. Underground Mine Environment. Poland. Agencja Reklamowo-Wydawnicza «Ostoja». 2008. Pp. 79-88.
7. Ioulia V. Fedotova. Mining-induced earthquake focal mechanisms in the Khibiny massive. «Russian mining» magazine, N 4, 2005, pp.11-15.
8. Козырев А.А., Панин В.И., Мальцев В.А., Федотова Ю.В. Управление геодинамическими рисками при ведении горных работ в высоконапряженных массивах // Оценка и управление природными рисками, «Риск-2006». – М.: РУДН, 2006. – С.306-308.

С.А. Вохмин, Ю.П. Требуш, Г.С. Курчин, Е.С. Майоров
(Сибирский федеральный университет)

НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ИЗ НЕДР МЕДИСТЫХ И ВКРАПЛЕННЫХ РУД КАМЕРНЫМИ СИСТЕМАМИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТАЛНАХСКОГО РУДНОГО УЗЛА

Отработка медистых и вкрапленных руд в поле рудника «Октябрьский» осуществляется сплошными камерными системами с последующей закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Отбойку руды в камерах ведут посредством взрывания скважинных зарядов. Для веерного бурения используется СБУ типа «SOLO» и «Simba». В зависимости от конкретной горно-геологической ситуации в системе разработки применяют различные конструктивные исполнения днища камеры – траншейное, воронкообразное или плоское, в следующих вариантах:

– с траншейным односторонним рудным днищем с отгрузкой отбитой руды через торец разрезного штрека (СКС-Т1) и через дополнительные погрузочные заезды (СКС-Т1-ПЗ);

– с траншейным двухсторонним рудным днищем с отгрузкой отбитой руды через торец разрезного штрека (СКС-Т2) и через дополнительные погрузочные заезды (СКС-Т2-ПЗ);

– с воронкообразным днищем с одной воронкой (СКС-В1) и с двумя воронками (СКС-В2);

– с плоским днищем с отгрузкой отбитой руды через торец разрезного штрека (СКС-П) и через дополнительные погрузочные заезды (СКС-П-ПЗ).

Следует отметить, что в системах с траншейным рудным днищем отработка балансовых запасов камеры производится в две стадии – первоначально осуществляется выемка запасов основной камеры (часть камеры за исключением рудных целиков днища), затем, после закладки выработанного пространства основной камеры твердеющей смесью и набора ею необходимой прочности, отрабатывают запасы целиков. Для вариантов систем с плоским и воронкообразным днищем характерна отработка запасов камеры в одну стадию.

Структура методики нормирования потерь и разубоживания подробно рассмотрена в работе [1].

Из общего числа конструктивных элементов (выработок) системы разработки выделяют те, где формируются потери и разубоживание руды, и, на условия отработки которых, проводится расчет нормативных величин потерь и разубоживания руды.

Классификации потерь и разубоживания руды должны соответствовать проектному исполнению системы разработки в целом и ее отдельных конструктивных элементов, а также возможностям технологического обору-

дования, применяемого на процессах добычи. Для камерных систем рудника «Октябрьский» разработаны классификации, учитывающие места, источники и причины образования потерь и разубоживания руды, характерные для конструктивного исполнения системы разработки (табл. 1 и 2).

Авторами был выполнен комплексный анализ процессов формирования каждого вида потерь и разубоживания и определены зависимости для определения их нормативных величин.

Потери и разубоживание руды подразделяют на взаимосвязанные и обособленные.

К взаимосвязанным относят потери и разубоживание руды в тех случаях, когда снижение уровня потерь руды ведет к увеличению уровня разубоживания руды. Данные потери и разубоживание руды определяют вариантно-аналитическим методом по критерию максимальной прибыли с 1 т погашенных балансовых запасов полезного ископаемого на основе сравнения экономических последствий выемки запасов руды по технологическим контурам отработки [2-5].

Величины потерь и разубоживания, соответствующие контуру отработки с максимальным значением прибыли, принимают как нормативные [5].

Наименование потерь руды (вид, место)	Усл. обозн.	Днище камеры		Причины и условия образования потерь руды
		траншейное и воронкобразное	плоское	
В массиве				
На борту камеры на геологическом контакте	Пн(б/к)	+	+	Оставление руды по борту камеры на геологическом контакте, установленное технико-экономическим расчетом эффективности отработки руды
В торце камеры на геологическом контакте	Пн(б/к)	+	+	Оставление руды по борту камеры на геологическом контакте, установленное технико-экономическим расчетом эффективности отработки руды
По почве камеры при оформлении днища	Пн(п/к)	+	+	Оставление руды в торце камеры на геологическом контакте, установленное технико-экономическим расчетом эффективности отработки руды
В отбитом виде				
На почве камеры по площади и в плинтусах	По(п/к)	+	+	Оставление отбитой руды вследствие неполноты зачистки, обусловленной возможностями технологического оборудования, занятого на доставке и зачистке отбитой руды на почве камеры
На поверхности откосов	По(о/к)	+/–	–	Потери отбитой руды, вызванные недостаточной крутизной откосов днища

Таблица 1 – Классификация эксплуатационных потерь руды для камерных систем разработки при отработке основных камерных запасов

Наименование разубоживания руды (источник, место)	Усл. обозн.	Днище камеры		Причины и условия образования разубоживания руды
		траншейное и воронко-бразное	плоское	
Породой				
С борта камеры на геологическом контакте	Вп(б/к)	+	+	Прихват породы с борта камеры на геологическом контакте установленный технико-экономическим расчетом эффективности отработки руды
С торца камеры на геологическом контакте	Вп(т/к)	+	+	Прихват породы с торца камеры на геологическом контакте, установленный технико-экономическим расчетом эффективности отработки руды
Конструктивное с кровли камеры	Вп(кр/к)	+	+	Прихват породы с кровли камеры на геологическом контакте, обусловленный требованиями обеспечения безопасности ведения горных работ
Конструктивное по сечению камеры	Вп(к/к)	+	+	Обусловлено вклиниванием прослойки вмещающих пород (мощностью более 5 м) в проектные контуры отработки камеры и невозможностью раздельной отгрузки породы и руды
Конструктивное с днища камеры	Вп(к/п)	+/–	–	Прихват породы с днища камеры на геологическом контакте, обусловленный технико-экономическим расчетом эффективности отработки руды
С днища камеры на геологическом контакте	Вп(д/к)	+/–	+	Прихват породы с днища камеры на геологическом контакте, обусловленный технико-экономическим расчетом эффективности отработки руды
Закладочным материалом (бетоном)				
С борта камеры	Вб(б/к)	+	+	Прихват породы с борта камеры на геологическом контакте установленный технико-экономическим расчетом эффективности отработки руды
С торца камеры	Вб(т/к)	+	+	Прихват бетона с торца камеры на техногенном контакте обусловленный воздействием БВР при отбойке руды
Конструктивное по сечению камеры	Вб(к/к)	+	+	Прихват бетона за счет вовлечения бетона с ранее пройденных и заложенных выработок в проектных контурах камеры

Таблица 2 – Классификация эксплуатационного разубоживания руды для камерных систем разработки при отработке основных камерных запасов

Уровни обособленных потерь и разубоживания руды зависят от конструктивно-технологического исполнения системы разработки, а также технических характеристик оборудования.

Промежуточными показателями, определяющими взаимосвязь основных технико-экономических и горно-геологических параметров, влияющих на уровни потерь и разубоживания руды, являются:

– показатель соотношения потерь и разубоживания руды на оптимальном контуре отработки, обеспечивающий выполнение условия достижения максимума прибыли с 1 т погашенных балансовых запасов [5]:

$$\mu_c=\frac{C_д+C_о+C_{мп}\times(Ц_{км}/Ц_б)-Ц_{км}\times И_c}{Ц_б\times И_c-C_{ток}}\times\frac{\gamma_п}{\gamma_р}; \qquad (1)$$

– показатель предельного разубоживания (граничный показатель соотношения площади руды к площади сечения выработки):

$$\chi_0=\frac{S_р}{S_в}=\frac{C_д+C_о+C_{мп}}{Ц_б\times И_c}, \qquad (2)$$

где $C_д$, $C_о$, $C_{мп}$ – затраты на добычу, обогащение и металлургический передел 1 т товарной руды, руб.;

$S_р$ – площадь руды в сечении выработки, м^2;

$S_в$ – площадь поперечного сечения выработки, м^2;

$\gamma_п$ – плотность пород в массиве, т/м^3;

$\gamma_р$ – плотность балансовой руды в массиве, т/м^3.

Обособленные виды потерь и разубоживания руды определяются статистическим методом или методом прямого расчета.

По сложности геологического контакта при нормировании потерь и разубоживания выделяются участки со сложным контактом и на участки с простым контактом.

К участкам со сложным контактом относятся части рудного тела с шириной зоны стохастичности более 3-х метров и с углом наклона нижней линии зоны стохастичности более 12 градусов. На таких участках выработки днища располагают в подстилающих породах по условию обеспечения эффективной работы самоходного оборудования.

К участкам с простым контактом относятся части рудного тела с шириной зоны стохастичности менее 3-х метров и с углом наклона нижней линии зоны стохастичности менее 12 градусов. На таких участках выработки днища располагают в зоне стохастичности по условию обеспечения величин потерь и разубоживания руды, рассчитанных по критерию максимальной прибыли с 1 т погашенных балансовых запасов.

Нормирование показателей извлечения на участках со сложным контактом сводится к определению прямым методом объемов прирезаемых пород и объемов погашаемых запасов в контуре камеры и отдельных выработок при соблюдении условия ($\chi_s > \chi_0$), то есть фактическое отношение (χ_s)

площади руды в сечении камеры или выработки к полному сечению камеры или выработки больше значения (χ_0), рассчитанного по формуле 2.

Нормирование показателей извлечения на участках с простым контактом сводится к определению величины потерь и разубоживания, соответствующие контуру отработки с максимальным значением прибыли, которые и принимаются как нормативные уровни.

Например, на участках со сложным контактом нормативные величины потерь руды в отбитом виде по сечению выработки По(с/в) и разубоживание породой в сечении выработки Вп(с/в) определяются условием достижения предельного разубоживания, определяемого как соотношение площади руды в сечении выработки (S_p) к данному сечению выработки ($S_в$) по сравнению с критерием χ_0:

$$\chi_s = S_p / S_в, \quad (3)$$

– если $\chi_s < \chi_0$, то добытая горная масса является породой и потери руды составят

$$П_{о(с/в)} = S_p \cdot L_{уч} \cdot \gamma_p \text{ , т,} \quad (4)$$

– если $\chi_s > \chi_0$, то добытая горная масса является рудой с разубоживанием равным

$$В_{п(с/в)} = (S_в - S_p) \cdot L_{уч} \cdot \gamma_п \text{ , т,} \quad (5)$$

где $L_{уч}$ – длина участка выработки пройденного с подработкой руды, м.

На участках с простым контактом нормативные величины потерь руды в массиве по почве камеры с плоским днищем Пн(п/к) и разубоживания породой с днища Вп(д/к) определяют по формулам:

$$П_{н(п/к)} = \frac{b_p^2 \cdot tg\,\alpha}{2} \cdot \gamma_p \cdot L_{дн} \text{ , т,} \quad (6)$$

где $L_{дн}$ – длина почвы днища, м;

α – угол падения рудного тела, град.;

b_p – длина участка руды по ширине почвы днища, определяемая по формуле:

$$b_p = b_{дн} - \frac{b_{дн}}{1 + \sqrt{\mu_s}} \text{ , м,} \quad (7)$$

где $b_{дн}$ – ширина почвы днища камеры, м.

$$В_{п(д/к)} = \frac{b_п^2 \cdot tg\,\alpha}{2} \cdot \gamma_п \cdot L_{дн} \text{ , т,} \quad (8)$$

где $b_п$ – длина участка пород по ширине почвы днища, определяемая по формуле:

$$b_п = \frac{b_{дн}}{1 + \sqrt{\mu_s}} \text{ , м,} \quad (9)$$

Уровни обособленных потерь и разубоживания, как было указано выше, зависят от конструктивно-технологического исполнения системы разработки, а также технических характеристик оборудования.

Так, нормативную величину потерь руды в отбитом виде на поверхности откосов днища По(о/к) определяют по формуле:

– для воронкообразного днища

$$П_{о(о/к)} = (V_l+V_b) \cdot \gamma_p \cdot N_в \quad, т, \qquad (10)$$

где Q_b – угол откоса воронки по ее ширине, град.;

Q_l – угол откоса воронки по ее длине, град.;

φ – угол естественного откоса отбитой руды, град.;

$b_{вор}$ – ширина воронки, м;

$b_в$ – ширина погрузочного заезда, м;

$l_{вор}$ – длина воронки, м;

$l_в$ – длина погрузочного заезда, м;

$N_в$ – число воронок в камере (для СКС-В1 – 1, для СКС-В2 – 2), шт.

V_l и V_b – объем отбитой руды на поверхности откосов воронки, расположенных по длине и по ширине воронки соответственно, м³.

Объем руды на поверхности откосов воронки определяется следующими условиями:

$$\begin{cases} \text{если } \varphi < Q_b, \text{ то } V_l = 0{,}125 \cdot (b_{вор} - b_в)^2 \cdot (tg\,\varphi - tg\,Q_b) \cdot (l_{вор} - l_в), м^3 \\ \text{если } \varphi >= Q_b, \text{ то } V_l = 0; \end{cases} \qquad (11)$$

$$\begin{cases} \text{если } \varphi < Q_l, \text{ то } V_b = 0{,}125 \cdot (l_{вор} - l_в)^2 \cdot (tg\,\varphi - tg\,Q_l) \cdot (b_{вор} - b_в), м^3 \\ \text{если } \varphi >= Q_l, \text{ то } V_b = 0; \end{cases} \qquad (12)$$

Потери руды в отбитом виде на поверхности откосов траншейного днища По(о/к) определяют по выражению

– для одностороннего траншейного днища

$$\begin{cases} \text{если } \varphi < Q, \text{ то } П_{о(о/к)} = (0{,}125 \cdot (b_{дн} - b_в)^2 \cdot (tg\,\varphi - tg\,Q) \cdot (l_{дн} - l_в)) \cdot \gamma_p \cdot L_{дн}, т \\ \text{если } \varphi >= Q, \text{ то } П_{о(о/к)} = 0; \end{cases} \qquad (13)$$

где Q – угол откоса траншеи, град;

– для двухстороннего траншейного днища

Объем руды на поверхности откосов траншеи определяется следующими условиями:

$$\begin{cases} \text{если } \varphi < Q_п, \text{ то } V_п = (0{,}125 \cdot (b_{дн} - b_в)^2 \cdot (tg\,\varphi - tg\,Q_п) \cdot (L_{дн} - l_в), м^3 \\ \text{если } \varphi >= Q_п, \text{ то } V_п = 0; \end{cases} \qquad (14)$$

$$\begin{cases} \text{если } \varphi < Q_в, \text{ то } V_в = (0{,}125 \cdot (b_{дн} - b_в)^2 \cdot (tg\,\varphi - tg\,Q_в) \cdot (L_{дн} - l_в), м^3 \\ \text{если } \varphi >= Q_в, \text{ то } V_в = 0; \end{cases} \qquad (15)$$

$$П_{о(о/к)} = (V_в + V_в) \cdot \gamma_p, т \qquad (16)$$

Выводы

1. Нормативы потерь и разубоживания – это основа для планирования уровня извлечения руды из недр при добыче и критерий оценки качества горных работ. В уровне фактических потерь и разубоживания на предприятиях горнодобывающей отрасли комплексно отражаются геологические, технологические, экономические и организационные факторы горного производства.

2. В результате проведенных исследований авторами создана методика нормирования и планирования показателей извлечения из недр на предприятиях, отрабатывающих месторождения полезных ископаемых камерными системами с закладкой выработанного пространства.

3. На основе экспериментальных работ и натурных наблюдений определены взаимосвязанные и обособленные потери и разубоживание, а также выявлены зависимости для расчета их нормативных значений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Вохмин С.А. Методические основы нормирования потерь и разубоживания при отработке месторождений строительного сырья подземным способом / С.А. Вохмин, Ю.П. Требуш, Г.С. Курчин, Е.С. Майоров // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова – Магнитогорск, 2011. – №3. – с.39-42.

2. Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР. - М.: Госгортехнадзор, 1975. –127с.

3. Сборник руководящих материалов по охране недр. – М.: Недра, 1973.

4. Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр /Под общ. ред. М.И. Агошкова. – М.: Недра, 1974.– 312 с.

5. Вохмин С.А. Планирование показателей извлечения при подземной разработке месторождений полезных ископаемых / С.А. Вохмин, Ю.П. Требуш, В.Л. Ермолаев // Красноярск: ГАЦМиЗ. – 2002. – 160 с.

В.Н. Захаров, О.Н. Малинникова, Ю.А. Филиппов и др. (ИПКОН РАН)

МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОГЕННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ИЗМЕНЕНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД[1]

Рудник «Таймырский» отрабатывает богатые руды залежей Хараелахская основная (Х-1(О)) и Северная вторая (С-2). Залежь С-2 примыкает под острым углом к залежи Х-О (на южном ее фланге) на уровне гор. -1300 м. Запасы залежи Х-О на гор. -1300 м отрабатываются шахтой № 2, а запасы залежи С-2 отрабатываются шахтой № 3. При развитии горных работ между шахтами № 2 и 3 образуется рудный целик шириной около 60 м и длиной около 200 м. Методом математического моделирования выполнялась оценка напряженно-деформированного состояния (НДС) образовавшегося рудного целика на различных стадиях его отработки при выбранной схеме проведения горных работ.

Для анализа изменения НДС рудного тела, вмещающих пород и закладки в процессе отработки разработана модель, описывающая возможные варианты пространственного расположения руды, вмещающих пород, закладки и выработок. Модель представляет собой многослойный массив горных пород, в котором на глубине около 1300 м располагается рудное тело (рисунок 1). Размеры массива горных пород и их пространственное залегание максимально приближены к реальным условиям и отрисовывались на основании геологической и горнотехнической документации, представленной специалистами рудника Таймырский. Рудное тело условно разделено на несколько участков, рассечено горными выработками и моделируется в зависимости от горно-геологической ситуации либо как однородный слой, либо слой, состоящий из блоков руды и блоков закладки.

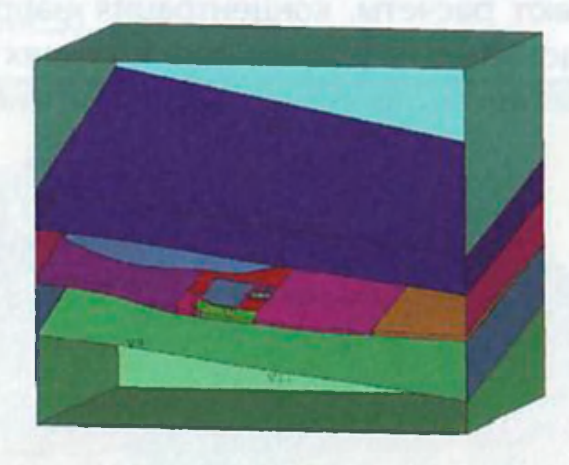


Рисунок 1 – Разрез модели в вертикальной плоскости и пространственное расположение горных пород и горных выработок

[1] Работа выполнена при поддержке гранта РФФИ 10-05-01028-а

Моделирование выполнялось в программном комплексе ANSYS методом конечных элементов. Форма и тип конечного элемента определены в виде тетраэдра с десятью узлами и возможностью поворота в результате действия внешних и внутренних усилий определяемых граничными условиями и расчетными значениями. Количество конечных элементов в глобальной матрице жесткости системы изменялось от 120 000 до 190 000, все расчеты проводились для каждого узла всех элементов модели. Моделировалось упругое и упруго-пластичное поведение горных пород, руды и закладки.

В модели I, представленной на рисунке 2, рудное тело рассечено горными выработками, в виде контуров показаны руда (объемы V1 – 9, 13, 14) и вмещающие породы (кровля V10, 12, 16; почва – 11, 15).



Рисунок 2 – Пространственное расположение контуров горных пород в модели

Модель II описывает ситуацию, когда рудное тело частично отработано, и образовавшиеся пустоты (объемы V8, V13) заполнены закладочным материалом (рис. 2).

Модель III описывает ситуацию, когда рудное тело частично отработано, и образовавшиеся пустоты заполнены закладочным материалом. Руду представляют только объемы V1, V7–9 в центре модели. Моделируется отработка последнего небольшого участка рудного тела, окруженного закладочным массивом.

Как показывают расчеты, концентрация напряжений до 100 МПа происходит непосредственно на угловых сопряжениях (рис. 3) и распространяется вглубь массива горных пород незначительно (не более 5–15 м).

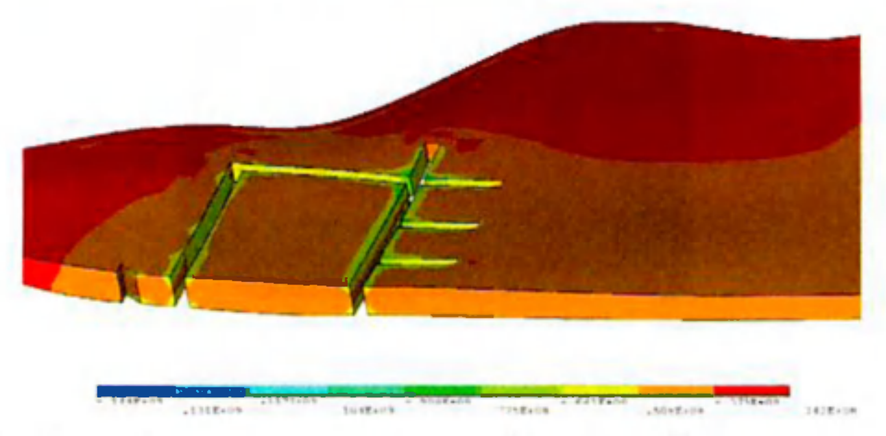


Рисунок 3 – Распределение напряжение в рудном теле (начало горных работ)

В модели II вблизи выработок повышенные напряжения от 44,1 до 61,0 МПа (голубой). Желтым показаны области пониженного напряжения в местах закладки от 10,4 до 27,3 МПа. Фоновые напряжения для этой глубины (зеленые) 27,3–44,1 МПа (рис. 4).

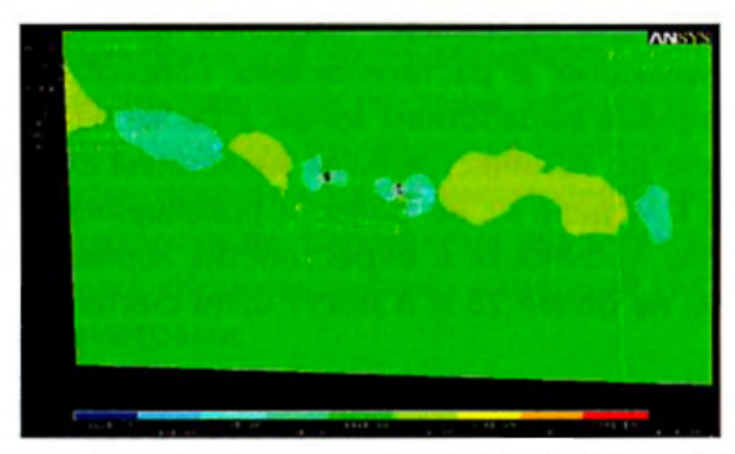


Рисунок 4 – Распределение вертикальных напряжений в модели

Полученные результаты моделирования для модели II свидетельствуют о принципиальном отличии распределения напряжений в руде и вмещающих пород, наблюдавшихся в модели I. Это связано с появлением блоков закладки на местах отработки рудного тела. Однако, несмотря на то, что в отдельных местах рудного тела, граничащего с закладкой и на обнажениях рудного тела горными выработками (рис 12а,б) напряжения превышают пределы прочности на сжатие (до 122 МПа), их объемы незначительны и могут быть разгружены с помощью профилактических мероприятий.

В модели III преобладают сжимающие напряжения от –38,7 МПа до –62,6 Мпа, что свидетельствует о типичном поведении массива горных пород для данных горно-геологических условий. Максимальные отклонения главных напряжений, также как и для других моделей, наблюдаются в районе горных выработок, в их приконтурных участках и на границах руды и закладки. Кроме того, возле горных выработок отмечаются зоны растяжения до 5,2 МПа и сжатия –82,1 МПа (рис.5).

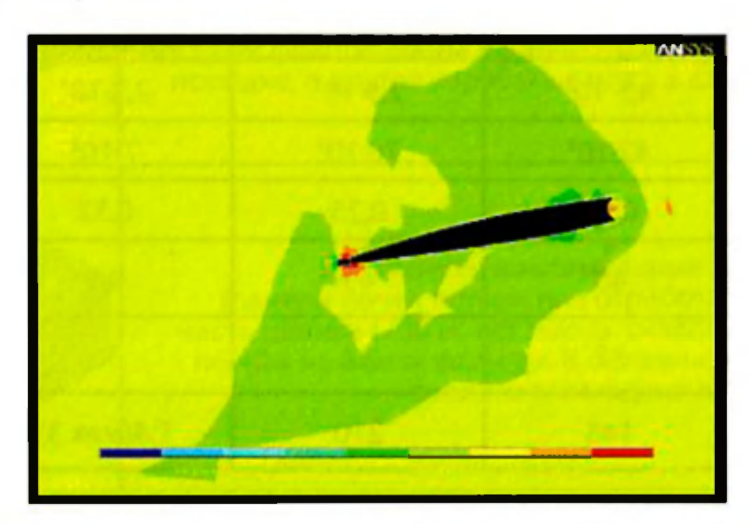


Рисунок 5 – Вертикальные напряжения вдоль горной выработки

Результаты моделирования изменения напряженно-деформированного состояния рудного тела, вмещающих пород и закладки на моделях I,II и III рудника «Таймырский» позволяют сделать вывод о допустимости предложенной схемы отработки целика, поскольку: средний уровень сжимающих напряжений в моделях не превышает пределов прочности руды на сжатие; концентрация сжимающих и растягивающих напряжений формируется в приграничных к горным выработкам зонах, а также на границах руды и закладки; наибольшие по количественным значениям сжимающие напряжения формируются в модели III, но области повышенных напряжений, превышающих пределы прочности в окрестностях горных выработок, имеют линейные размеры не более 20 м и могут быть сняты профилактическими мероприятиями.

Рудник «Комсомольский». Отработка подработанных вкрапленных руд залежи В-О шахты «Восток» рудника «Комсомольский» осуществляется камерной системой разработки с закладкой. В целях интенсификации выемки запасов отработка лент на флангах панелей ведется по камерно-целиковой схеме, что вызывает необходимость формирования по границам панелей панельных целиков. Для определения параметров панельных целиков выполнено математическое моделирование и расчет напряженно-деформированного состояния массива по мере развития очистных работ в смежных панелях. Моделирование проводилось в программном комплексе ANSYS методом конечных элементов. Для моделирования использовался тот же элемент, что и в предыдущем случае.

Для расчетов НДС панельного целика были созданы 4 модели, каждая из которых рассматривает определенную ситуацию на различных этапах отработки вкрапленных руд залежи В-О шахты «Восток» на руднике «Комсомольский».

В качестве исходных данных были приняты следующие параметры (общие для всех 4 моделей): мощность вкрапленных руд – 50 метров; шири-

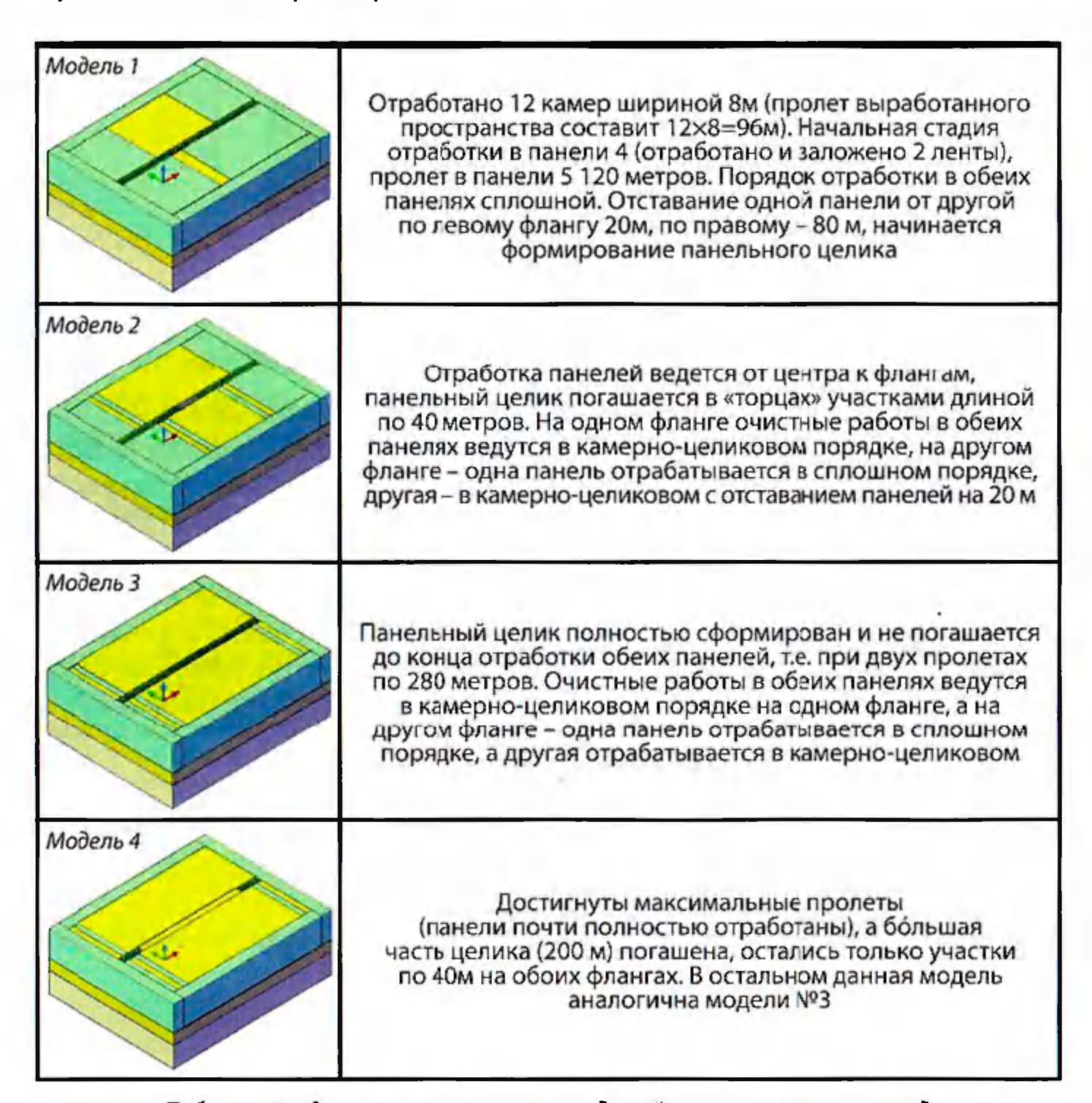
Параметр	Вкрапленные руды	Вмещающие породы	Закладочный массив на действующем горизонте	Закладочный массив в почве рудного тела
Плотность γ, кг/м^3	$4{,}5 \cdot 10^3$	$2{,}9 \cdot 10^3$	$2{,}2 \cdot 10^3$	$2{,}3 \cdot 10^3$
Модуль Юнга Е, МПа	$42 \cdot 10^3$	$70 \cdot 10^3$	$7 \cdot 10^3$	$17 \cdot 10^3$
Коэфф. Пуассона ν,	0,28	0,25	0,32	0,3
Коэфф. сцепления с, МПа	40	43	0,5	0,5
Угол внутреннего трения α, град	32	32	30	30
Предел прочности на сжатие σ, МПа	145	210	1,4(мах 3)	1,4(мах 3)

Таблица 1 – Физико-механические свойства вкрапленных руд, вмещающих пород и закладочного массива.

на отрабатываемых панелей – 120 метров; длина отрабатываемых панелей – 280 метров; ширина панельного целика – 12 метров; ширина отрабатываемых камер – 10 метров; вертикальная нагрузка от налетающей толщи пород – 15,8 МПа; размеры подготовительных выработок 4,3м×4,9м (В×Ш); подготовительные выработки в целике расположены на высоте 0 м, 15,7м и 45,7м от нижней границы вкрапленных руд (от почвы целика).

Физико-механические свойства руды, породы и закладочного массива, используемые для расчетов, приведены в таблице 1.

В таблице 2 дано описание расчетных моделей для различных вариантов дальнейшей отработки подработанных вкрапленных руд залежи В-О шахты «Восток» рудника «Комсомольский» камерной системой разработки с увеличенными параметрами.



Модель 1	Отработано 12 камер шириной 8м (пролет выработанного пространства составит 12×8=96м). Начальная стадия отработки в панели 4 (отработано и заложено 2 ленты), пролет в панели 5 120 метров. Порядок отработки в обеих панелях сплошной. Отставание одной панели от другой по левому флангу 20м, по правому – 80 м, начинается формирование панельного целика
Модель 2	Отработка панелей ведется от центра к флангам, панельный целик погашается в «торцах» участками длиной по 40 метров. На одном фланге очистные работы в обеих панелях ведутся в камерно-целиковом порядке, на другом фланге – одна панель отрабатывается в сплошном порядке, другая – в камерно-целиковом с отставанием панелей на 20 м
Модель 3	Панельный целик полностью сформирован и не погашается до конца отработки обеих панелей, т.е. при двух пролетах по 280 метров. Очистные работы в обеих панелях ведутся в камерно-целиковом порядке на одном фланге, а на другом фланге – одна панель отрабатывается в сплошном порядке, а другая отрабатывается в камерно-целиковом
Модель 4	Достигнуты максимальные пролеты (панели почти полностью отработаны), а бóльшая часть целика (200 м) погашена, остались только участки по 40м на обоих флангах. В остальном данная модель аналогична модели №3

Таблица 2 – Описание расчетных моделей массива горных пород

Результаты расчетов

Математическое моделирование и анализ напряженно-деформированного состояния моделей, представленных на рис. 5.1-5.4, выполнялся с помощью программного комплекса ANSYS в упруго-пластичном приближении.

Анализ полученного объемного НДС рудного тела, закладочного и вмещающего массивов горных пород для всех моделей (рис. 5.5) показывает, что области максимальных сжимающих (вертикальных) напряжений концентрируются в приконтурных частях целиков в нижних и верхних угловых областях и быстро спадают по мере удаления от обнажения (на расстояниях 1,5-2 м напряжения падают в 2 и более раз, рис. 6).

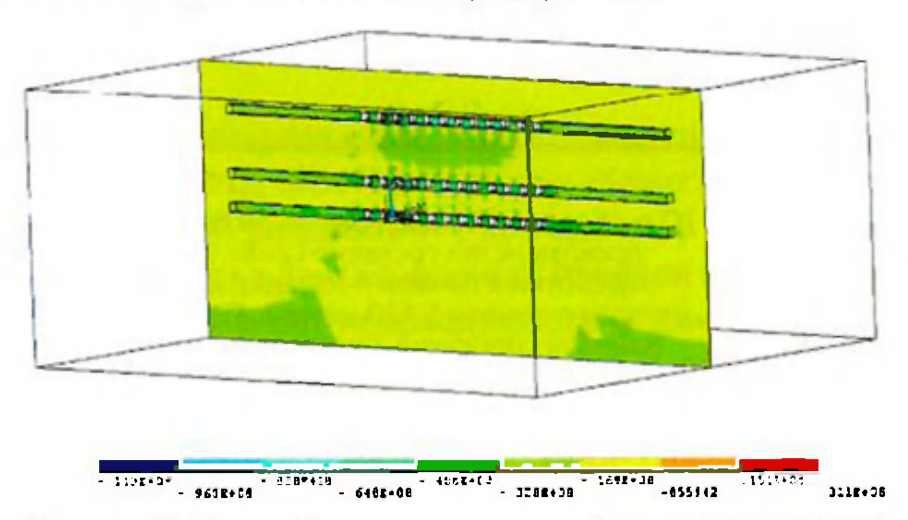


Рисунок 6 – Распределение напряжений в разрезе модели 1

При этом для модели 1 эти напряжения находятся в интервале от –113 МПа (сжатие) до 32 МПа (растяжение) и не превышают предела прочности руды на сжатие (σсж=145 МПа). Для моделей 2 (диапазон изменения напряжений составляет от –217 МПа (сжатие) до 36 МПа (растяжение)) и 4 (от –215 МПа до 36 МПа соответственно) расчетные напряжения в приконтурных частях целиков превышают предел прочности на сжатие для руды в 1,4 раза, но области повышенных напряжений по своим размерам малы (рис. 7), находятся в нижних и верхних углах целиков возле обнажения и в целом, с учетом соответствующих разгрузочных мероприятий, состояние приконтурных областей устойчивое.



Рисунок 7 – Распределение напряжений возле верхнего ряда целиков в модели 2

В модели 3 максимальное изменение напряжений в направлении оси Z (вертикальное положительное направление вверх) интервале от –154 МПа (сжатие) до 50 МПа (растяжение), что в 1,06 раза превышают предел прочности руды на сжатие. В центральной области вертикального разреза (рис. 8) модели 3 выделяется достаточно протяженная зона повышенных напряжений (до 109 МПа в целиках и до 131 1МПа возле обнажений), но не достигающих предела прочности руды на сжатие, с достаточно интенсивным распространением вглубь массива. Поэтому следует констатировать, что такое расположение целика и последовательность отработки наименее приемлемы с точки зрения поддержания устойчивости обнажений горных пород.

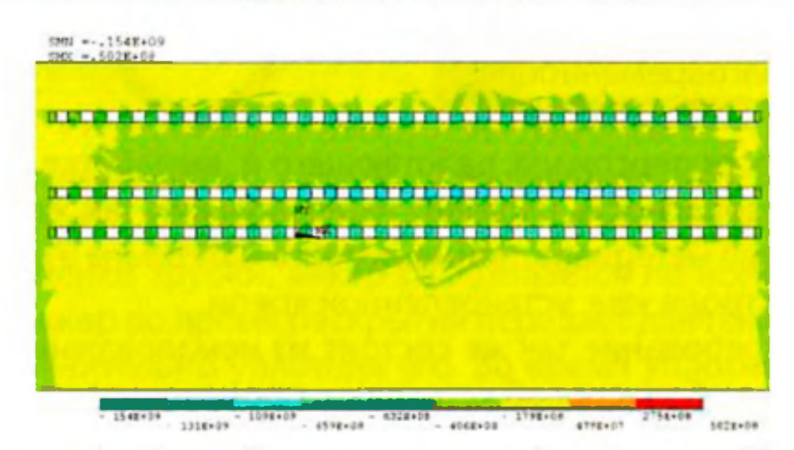


Рисунок 8 – Распределение напряжений в сечении модели 3

С ростом глубины залегания целиков напряжения во всех моделях сначала нарастают, а по мере приближения к подошве рудного тела также падают, но с меньшим градиентом при удалении от обнажения.

Возможность формирования панельного целика шириной 12 м подтверждена результатами математического моделирования и оценкой его напряженно-деформированного состояния на разных стадиях формирования, выполненных с помощью программного комплекса ANSYS.

Даны рекомендации по порядку развития горных работ для увеличения объемов добычи вкрапленных руд. Возможность увеличения объема добычи вкрапленных руд могут обеспечить применение варианта отработки камер шириной 10 м и камерно-целикового порядка их отработки.

П.В. Тимофеев (ЗАО «Атлас Копко»)

АНКЕРНАЯ КРЕПЬ SWELLEX ДЛЯ СЛОЖНЫХ УЧАСТКОВ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

На сегодняшний момент существует большой выбор, какой вид анкерной крепи следует применить для удержания кровли и стенок подземных горных выработок. В различных горно-геологических условиях, как правило, применяется тот тип крепи, который отвечает основным требованиям: безопасности, конечной стоимости одного погонного метра закрепленного пространства, долговременности.

Первое требование является самым основным при выборе, т.к. речь идет о безопасности персонала, работающего в выработке. В свою очередь само понятие безопасность сложено из нескольких так же немаловажных моментов: качество материала, применимость материала в данных условиях, возможность контроля уже установленной крепи.

Второе требование так же состоит из немаловажных моментов, которые влияют на выбор: способ установки, производительность, стоимость анкера и комплектующих.

Долговременность – третий критерий, влияющий на выбор вида анкерной крепи. В зависимости от назначения выработки срок службы установленного анкера может колебаться от нескольких месяцев до десятков лет.

И все-таки в подавляющем случае определяющим выбор критерием является первый критерий – **безопасность.**

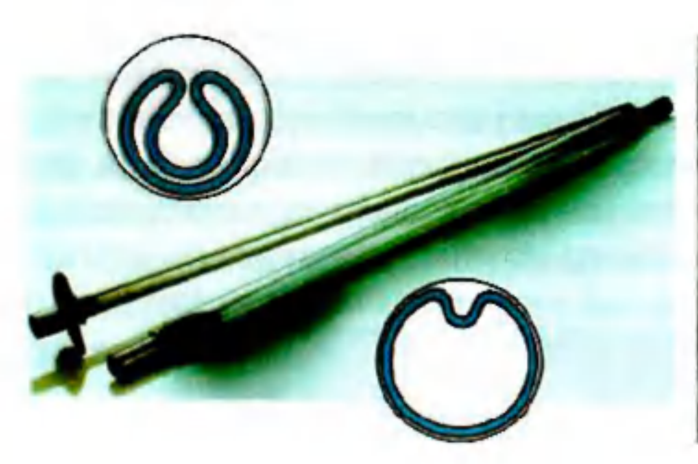
Swellex – это вид анкера, отвечающий всем основным требованиям горного предприятия к анкерным крепям. При установке анкера Swellex используется принцип гидрораспора трубки, торцы которой перекрыты глухими гильзами. Одна из гильз имеет отверстие, позволяющее подавать воду вовнутрь тела анкера. Профиль трубки имеет специальную форму, позволяющую анкеру увеличиваться в диаметре до 50%. Данный вид крепления гарантирует 100 % заявленной несущей способности, т.е. свыше 12 тонн.

Раскрытие трубки анкера происходит по всей длине шпура и приводит к объединению сегментов трещиноватого массива. Раскрывшись, анкер повторяет контур шпура по всей длине.

Специальный тест анкера Swellex (slip-test), установленного в шпур для выявления максимальной несущей способности, показывает, что 0,5 метра длины сцепления анкера в шпуре позволяют выдержать извлекающую нагрузку в 10 тонн.

Еще одной важной отличительной особенностью анкера Swellex является применение для его изготовления специальной марки стали, позволяющей анкеру удлиняться при воздействии на шайбу анкера сил горного давления. Величина пластической деформации стальной трубки составляет

не менее 10%. Эта особенность материала тела Swellex и его трубчатый профиль дает возможность использовать этот анкер в условиях, где необходима работа на «срез».





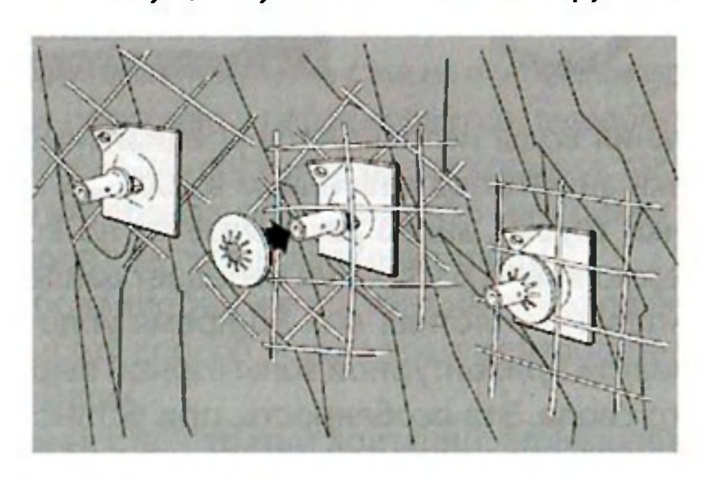
Для нагнетания воды используется специальный насос, подающий воду вовнутрь трубки анкера под давлением в 300 бар. При давлении воды на внутренние стенки трубки, анкер раскрывается по всей длине. Установленный в шпур анкер во время раскрытия передает давление воды в массив, тем самым дополнительно уплотняя его. Во время уплотнения происходит смещение трещиноватой приконтурной зоны горной выработки и формирование напряженного свода. Эта особенность, при установке нескольких анкеров в ряд, позволяет получить уплотненный свод горной выработки, мощность которого сопоставима с длиной анкера.





Необходимо отметить, что анкер Swellex невозможно установить неправильно и технология Swellex не требует специально обученного высококвалифицированного персонала. Установка может производиться в ручном, полуавтоматическом и автоматическом режиме. Ручной режим предполагает использование пневматического насоса PSP-300, электрического E1, а так же установочной рукояти, длиной 1,6 метра. Полуавтоматический режим установки предполагает использование буровой установки типа BOOMER с установленным на нее дополнительно комплектом для работы со Swellex и гидравлическим насосом HC1. Установка Swellex в полностью автоматическом режиме предполагает использовать специальную машину типа BOLTEC с установленным насосом HC1, сконструированную для крепления выработок.

Долговременность использования анкеров – это третий критерий, на который обращает свое внимание специалист, обосновывающий выбор того или иного вида анкера. Срок службы анкера Swellex может колебаться от нескольких месяцев (очень агрессивная среда) до 15 и более лет. Существуют специальные модели Swellex, покрытые полимерными составами в качестве защиты. Для более эффективного крепления массива выработки рекомендовано использовать Swellex совместно с металлической или полимерно-металлической сеткой. Это решение существенно позволит повысить качество крепления и минимизировать вероятность обрушения межанкерного пространства. Сетку можно устанавливать совместно с анкером и после того, как анкер уже установлен. Для этого в линейке продуктов Swellex существует металлическая пружинная шайба для сетки.



Контроль за состоянием анкеров производят двумя основными методами:

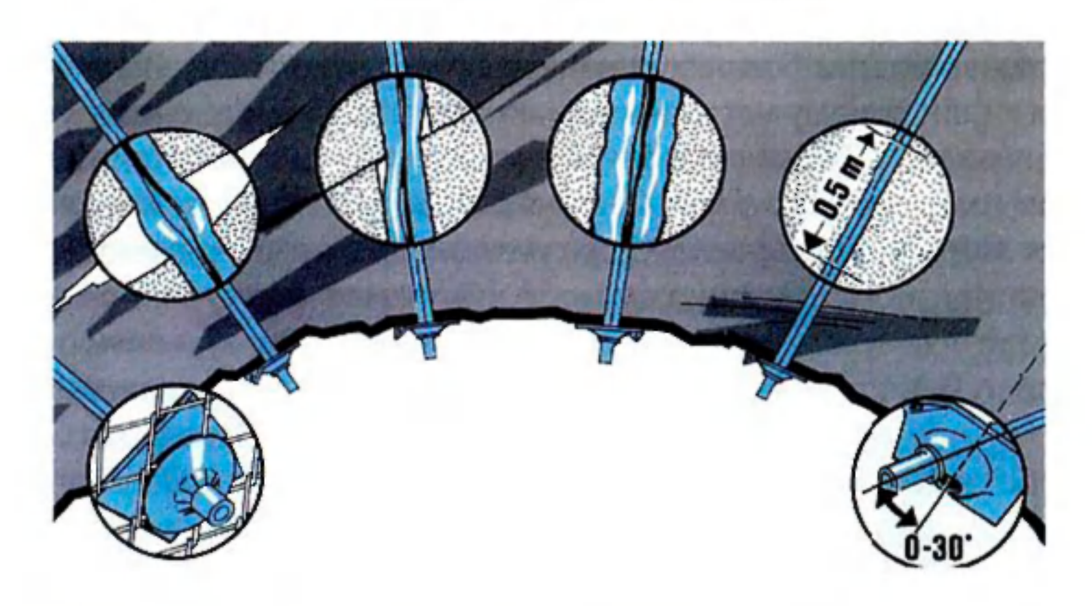
1. Контроль несущей способности анкеров путем проведения теста на максимальную несущую способность анкера. Оборудование для проведения тестовых испытаний должно быть на предприятии в обязательном порядке. Причина обязательного наличия тестера вызвана постоянно меняющейся геологией участков крепления выработок.

2. Контроль состояния установленного анкера по его герметичности и способности держать давление в 240-300 бар. Тестирование производят путем повторного нагнетания воды в анкер и визуального отслеживания протечек. Если анкер выдерживает высокое давление, то он считается рабочим.

3. Если сечения выработок настолько малы, а трещиноватость массива очень велика, и для того, чтобы закрепить массив, необходимо установить анкер глубоко, то в этом случае имеет смысл использовать сочленяемый анкер Swellex Pm24C, состоящий из нескольких частей. Такое решение позволяет закреплять массив на глубину 4,76–15 метров. В этом случае предполагается использовать буровую сталь с муфтами (бурение с наращиванием).



Swellex – это высокотехнологичное решение для современной горной промышленности, и соответственно несколько дороже традиционного типа крепи. Но если учитывать тот факт, что данный анкер дает 100 % гарантию от извлечения его из массива, и способен быстро укрепить практически любой тип выработки, то в совокупности первоначальные стоимостные затраты на приобретение технологии Swellex компенсируются за счет снижения общего времени крепления выработки, а так же отсутствием необходимости ее перекреплять. Среднее время на раскрытие одного анкера Swellex Pm12 длиной 2 метра в шпуре составляет 25-30 секунд.



Анкер Swellex нашел широкое применение в условиях подземных предприятий по всему миру. С его помощью строятся преимущественно объекты в сложных горно-геологических условиях, и используют как комбинированную крепь. Проходка в таких сложных условиях всегда сопряжена с риском образования вывалов. Swellex позволяет снизить затраты на крепление за счет скорости и гарантии безопасности.

А.В. Карасев (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»)

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНОГО МАССИВА В УСЛОВИЯХ ПОВЫШЕННОГО ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ШАХТЫ «СКАЛИСТАЯ» РУДНИКА «КОМСОМОЛЬСКИЙ»

В настоящее время в поле шахты «Скалистая» рудника «Комсомольский» выделено два участка: южный и северный. На южном участке предусматривается отработка запасов богатых и медистых руд залежи С-1, на северном участке – запасов богатых и медистых руд залежи С-2. Данные залежи относятся к Талнахскому месторождению сульфидных медно-никелевых руд, которое связано с Талнахским дифференцированным интрузивом габбро-долеритов и приурочено к его Северо-восточной ветви, расположенной к востоку от Норильско-Хараелахского разлома, который в свою очередь является естественной границей между Октябрьским и Талнахским месторождениями (рис. 1).



Рисунок 1 – Схема расположения залежей Талнахского и Октябрьского месторождений

Первая и вторая Северные залежи (С-1 и С-2) богатых руд по морфологии сходны с рудными телами северо-восточного участка рудника «Комсомольский». Они представляют собой линзы, вытянутые в субмеридиональном направлении вдоль Норильско-Хараелахского разлома (НХР). Наиболее крупной является Северная вторая залежь площадью 0.95 км^2 при длине 2900 м, ширине, достигающей 650 м, и средней мощности рудного тела 10.9 м. Начало очистных работ запланировано в 2012 году камерной системой разработки с формированием защищенной зоны бурением разгрузочных скважин.

Первоочередным объектом эксплуатации является Северная первая залежь богатых руд, имеющая следующие параметры:

длина – 1400 м, ширина – до 600 м, площадь – 0.61 км^2, средняя мощность рудного тела – 9.9 м.

Сульфидные медно-никелевые руды представлены тремя промышленными типами руд: богатыми (сплошными), вкрапленными в интрузиве и медистыми – вкрапленными во вмещающих породах. Руды имеют сложный минеральный состав и характеризуются многообразием форм нахождения полезных компонентов. Основными рудными минералами всех типов руд являются: пирротин, халькопирит и его разновидности, пентландит и кубанит.

Нарушенность интрузивных пород, вмещающих вкрапленное оруденение, оценивается как сильная, а в зоне влияния НХР (50-70 м) – как весьма сильная. Нарушенность безрудных интрузивных пород оценивается как средняя, а в зоне влияния НХР – как сильная.

Разработка участков Северной-1 залежи шахты «Скалистая» ведется от разрезки к флангам, что является рациональным развитием горных работ, обеспечивающим геодинамическую безопасность. Однако образование и взаимное влияние встречных фронтов очистных работ, угловых частей между фронтами нежелательно, так как при этом возникают повышенные концентрации напряжений на таких участках. Ведение горных работ в таких условиях требует систематической оценки и прогноза изменения геомеханического состояния массива, корректировки принятых технических решений для безопасности и эффективной отработки запасов руд.

Разрезка залежи С-1 произведена двусторонними фронтами очистных работ одновременно по двум взаимно перпендикулярным направлениям, расположенным в наиболее мощных частях рудного тела.

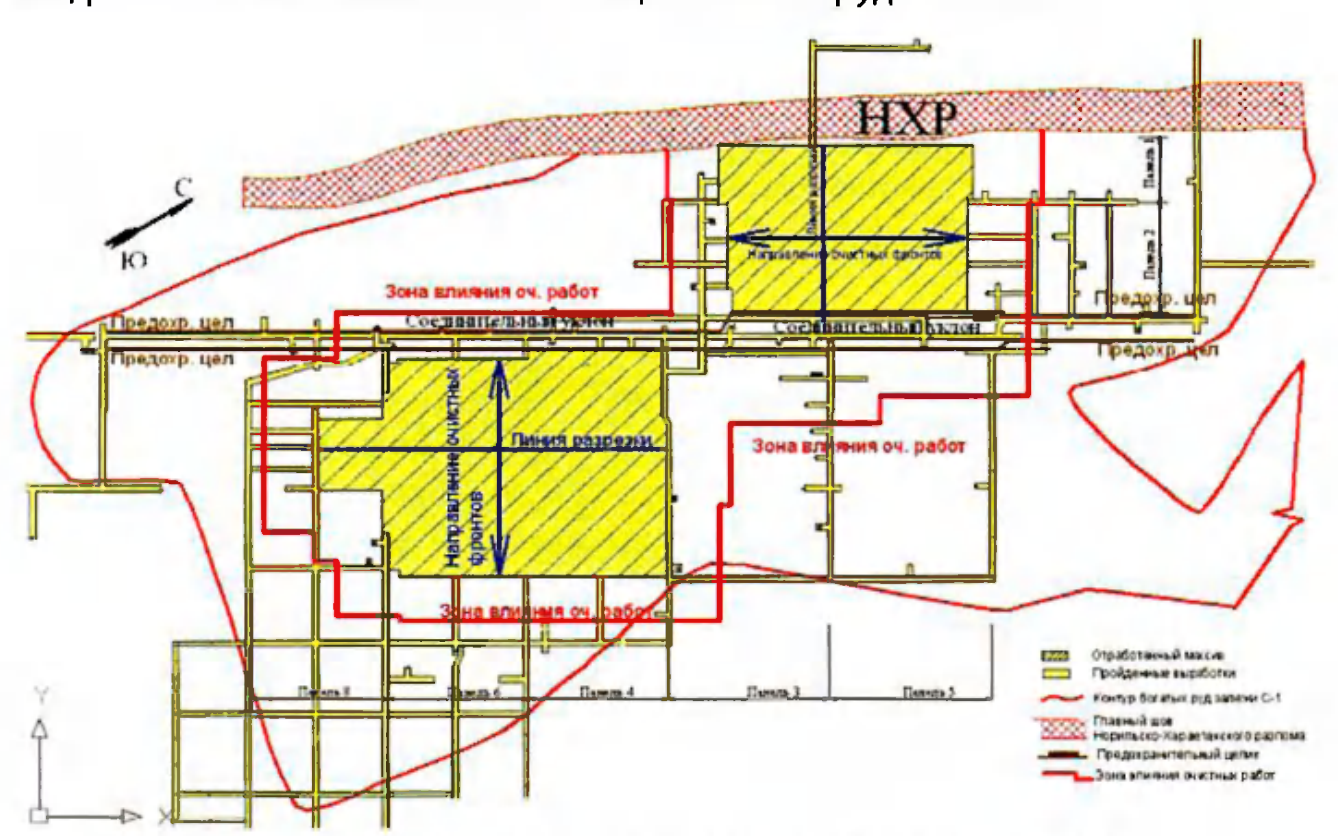


Рисунок 2 – План развития очистных работ по залежи С-1

В широтном направлении (панели 1, 2) движение очистных фронтов происходит на север и на юг, а в меридиональном (панели 4, 6, 8) на запад и восток. Продвижение западного фронта меридиональной разрезки ограничено восточной границей временного предохранительного целика соединительного уклона (СУ), расположенного в ленте 1. При этом передовые выработки защитного слоя западного фланга панели 4 вплотную подошли к границе целика СУ. Таким образом, в дальнейшем западный фланг панели 4 развиваться не будет (рис. 2).

В 2007 году конфигурация фронтов отработки залежи С-1 предопределила начало формирования сложной геомеханической обстановки в южной части панели 2 и западной части панели 4.

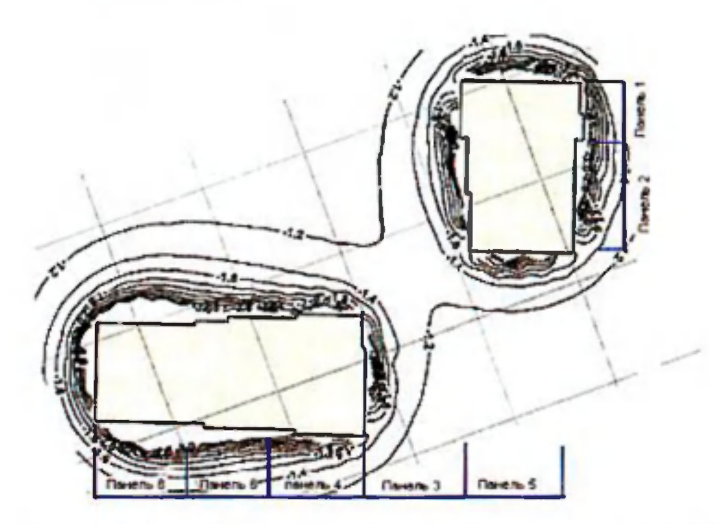


Рисунок 3 – Прогнозная карта напряженного состояния залежи С-1 на конец 2007 года

Совместное влияние очистных фронтов широтной и меридиональной разрезки к настоящему времени привело к сложной картине распределения напряжений в краевой части массива. Таким образом концентрация напряжений в зоне стыковки фронтов увеличилась с 1,2-1,4 γH в 2007 году (Рис.3), до 1,7γH в 2012 году (Рис.4).

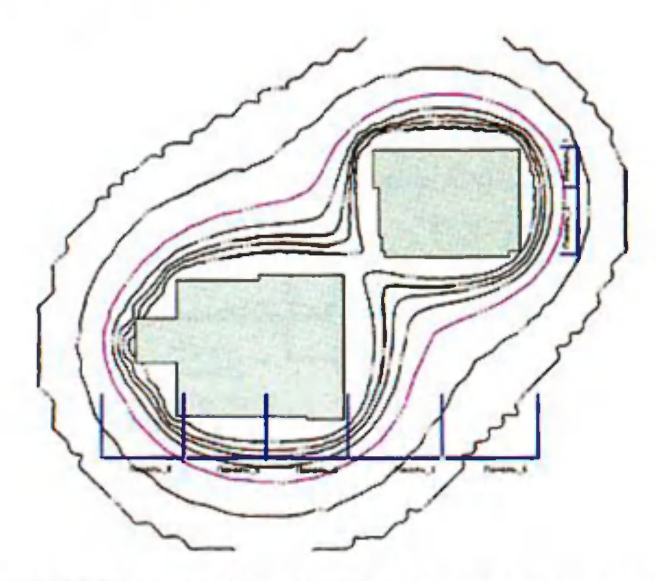


Рисунок 4 – Прогнозная карта напряженного состояния залежи С-1 в 2012 году

Для снижения уровня напряжений на участке повышенного горного давления, в соответствии с рекомендациями ВНИМИ, из передовых подготовительных выработок на участке стыковки фронтов производится бурение разгрузочных скважин.

Развитие очистных работ, а так же сильная тектоническая нарушенность, склонность руд и пород к хрупкому разрушению в форме толчков, вывалов осложнило геомеханическую обстановку в зоне стыковки панелей 2 и 4. На этом фоне резко возросло число геодинамических явлений, носящих признаки сейсмических событий с повышенной энергией. снизилась устойчивость приконтурного массива СУ. Возросшая сейсмическая активность данного участка шахтного поля, потребовала более четкого и выверенного планирования разгрузочных мероприятий а так же поиск и рассмотрение других способов снижения напряжений в зоне стыковки панелей 2 и 4 (рис. 5).

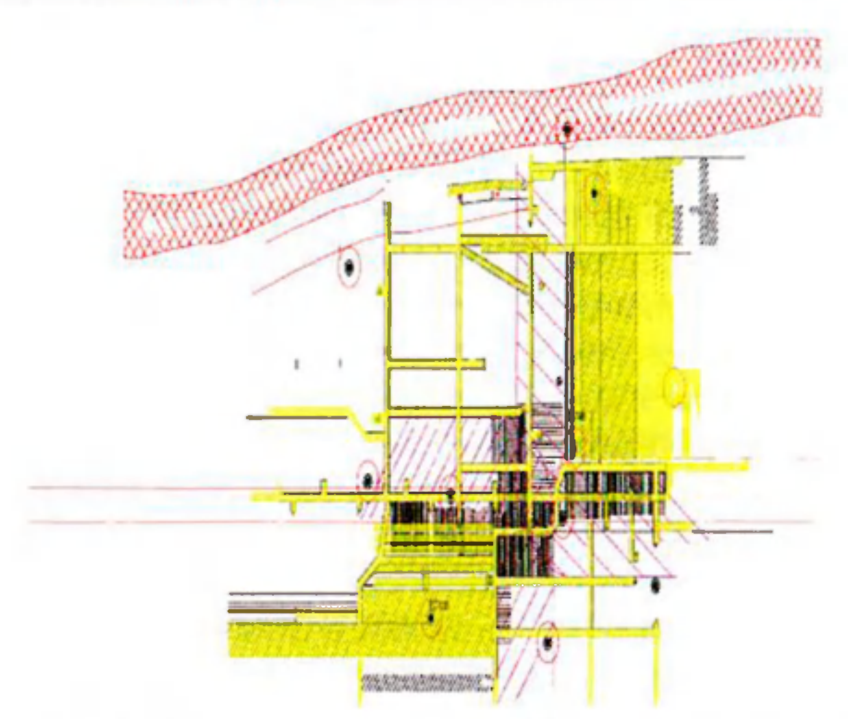


Рисунок 5 – Наложение зон опорного давления панелей 2 и 4

Опыт разработки руд в шахтных полях рудников «Октябрьский», «Таймырский», «Комсомольский» показывает, что динамические явления чаще приурочены к тектоническим нарушениям, к зонам повышенного горного давления (ПГД), к различного рода целикам и искусственно созданным угловым частям фронтов. Таким образом, специалистами рудника в процессе анализа сложившейся ситуации и возможных способов снижения напряжений в зоне ПГД, тем самым сохранив в эксплуатационном состоянии основную транспортную выработку, была рассмотрена возможность вовлечения в отработку запасов панели 3.

Необходимо отметить, что проектными решениями начало очистных работ в панели 3 предусматривается после полной отработки запасов руды в панели 2 в интервале от линии разрезки до северной границы панели 4.

Соединительный уклон является одним из самых важных объектов на горизонте ведения очистных работ. По проекту рудника эксплуатация СУ предусмотрена до конца отработки первоочередного участка залежи С-1. Поддержание соединительного уклона в условиях, при которых с восточной стороны происходит отработка запасов руды (панель 2), приводит к формированию ассиметричного поля напряжений-деформаций вокруг контура выработки. В конкретном рассматриваемом случае, влияние наведенной техногенной нарушенности массива при отработке восточных торцевых участков лент панели 2, делает наиболее подверженным деформации западный бок СУ, в процессе наблюдений фиксировалось раскрытие трещин. Восточный же бок испытывает повышенные нагрузки, вызванные стационарной зоной опорного давления от отработки панели 2, что повышает вероятность возникновения динамических проявлений горного давления. С этих позиций, отработка панели 3 с разрезкой в ленте 3 и движением меридионального фронта на восток, способна обеспечить более равномерную нагрузку на целик СУ.

Необходимо отметить, что начало ведения очистных работ в панели 3 и развитием меридионального фронта очистных работ на восток, приведет к формированию стационарной зоны опорного давления к западу от ленты 3. Не исключено, что с ростом пролета подработки по панели 3 временный предохранительный целик СУ будет испытывать все большие нагрузки, вызванные наложением зон стационарного опорного давления от горных работ в панели 2 и панели 3. Однако, применение крепей с повышенными деформационными характеристиками в совокупности с профилактическими мероприятиями по предотвращению горных ударов позволит обеспечить эксплуатацию СУ при отработке запасов панели 3.

Для анализа геомеханической обстановки в панелях 2, 3, 4 залежи С-1 шахты «Скалистая», был сделан запрос в ОАО «ВНИМИ», на предмет возможности начала ведения горных работ в панели 3. В результате анализа геомеханической обстановки был рассмотрен еще один фактор, который необходимо учесть – это влияние отработки панели 3 на сдвижение пород кровли. Сдвижение в пределах панелей 4–8 происходит неравномерно, на южных участках фиксируются процессы оседания, на северных – поднятия реперов профильных линий горизонта –680 м. Это говорит о том, что подработанные очистными работами панелей 4 и 6 тектонические блоки смещаются на закладочный массив, а их северные крылья опираются на неотработанные участки рудной залежи панели 3. То есть смещение происходит с разворотом относительно горизонтальной оси, что показано на рисунке 6.

Такие вращательные движения тектонических блоков приводят к появлению горизонтальных напряжений у границ блоков, что вносит слабопредсказуемые изменения в характер напряженно-деформированного состояния рудопородного массива. Вовлечение же в отработку запасов панели 3 обеспечит более равномерное оседание подработанного массива, что благоприятно скажется на геомеханической обстановке в поле рудника «Скалистый».

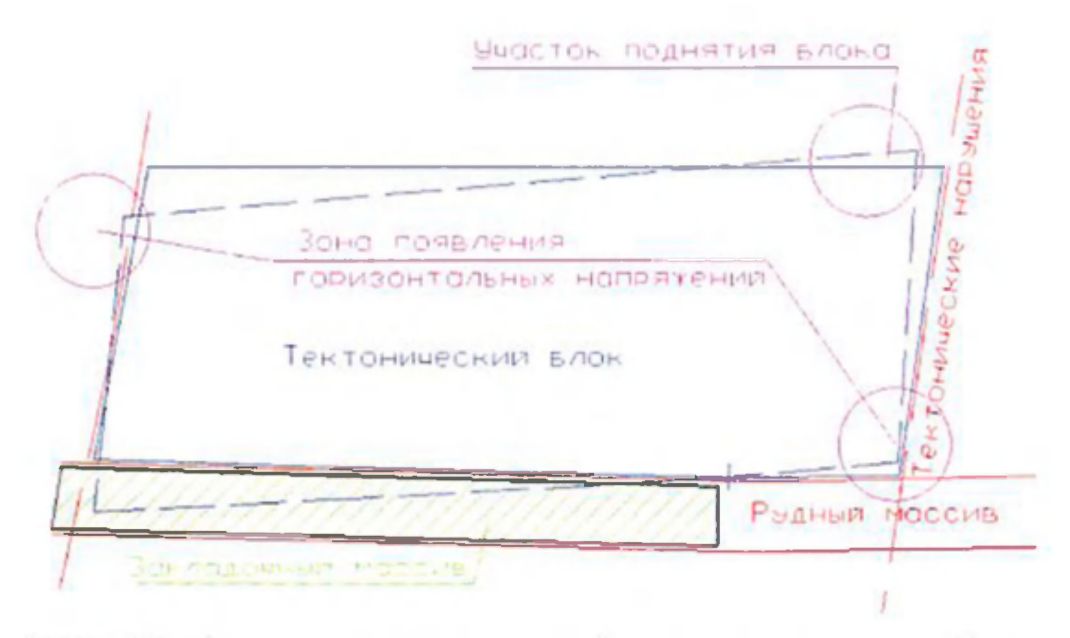


Рисунок 6 – Схема неравномерного оседания тектонического блока

Наблюдениями за сдвижениями налегающей толщи пород в процессе разработки сплошных руд установленно, что в течение 2011 года происходило разуплотнение вмещающего массива горных пород на глубине более 6 метров от контура выработки и уплотнение приконтурного массива на глубине 3-6 метров, их величины не превышали значений $0,23\times10^{-3}$. В 2012 году на интервалах 3-6 и 3-9 метров наблюдается тенденция к разуплотнению. Такой режим деформирования свидетельствует о том, что рудный массив не находится в стадии запредельного деформирования, а также об эффективности применяемого вида крепи, выполняемых мероприятий по снижению уровня напряжений на участке повышенного горного давления и принятых технических решений по отработке залежи.

Таким образом принятые технологические решения позволяют:

– обеспечить безопасность производства горных работ;

– снизить повышенные напряжения в зоне стыковки широтного и меридионального фронтов;

– с равномерным оседанием подработанного массива, что благоприятно скажется на геомеханической обстановке в поле шахты «Скалистая»;

– начать отработку запасов панели 3, тем самым восполнить выбывающие запасы богатой руды панели 4;

– сохранить в эксплуатационном состоянии основную транспортную выработку залежи С-1 шахты «Скалистая».

**А.А. Андреев, А.Е. Удалов, Б.Н. Севастьянов (ОАО «ВНИМИ»)
Ю.Н. Наговицин (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»)**

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ СПОСОБА РАЗГРУЗКИ МАССИВА СКВАЖИНАМИ БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА НА РУДНИКАХ ЗФ ОАО «ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ»

На начальных этапах разработки удароопасных рудников Талнаха основным способом формирования защищенных зон являлось построение сплошного перекрытия выработками защитного слоя по кровле рудного тела. Наряду с высокой надежностью, у данного способа были также и существенные недостатки, такие как высокие трудозатраты и низкая скорость построения, обусловленная временем проходки тупиковых заходок по кровле рудного тела.

Способ профилактики горных ударов и построения защищенных зон с помощью разгрузочных скважин разработан, апробирован и внедрен на рудниках «Октябрьский», «Таймырский» и «Комсомольский». Данный способ разгрузки бурением разгрузочных скважин обеспечивает образование саморазвивающейся разгрузочной локальной зоны с высокой податливостью. Эта зона препятствует созданию условий для накопления упругой энергии в приконтурном массиве. Важной особенностью этого способа является то, что после завершения первоначального этапа разрушения, он работает как система с обратной связью: в случае возрастания напряжений, например при приближении фронта очистных работ, процесс разрушения целиков между скважинами активизируется. При высоких начальных напряжениях, разрушение стенок скважин начинается непосредственно при их бурении. При разрушении стенок скважин их поперечное сечение из круглого превращается в эллипсоидное и, соответственно, уменьшается ширина межскважинного целика. Одновременно с этим происходит уменьшение радиуса кривизны контура эллипса в зоне разрушения скважины, что приводит к сокращению участка с высокими напряжениями в районе зоны разрушения. Таким образом, чем меньше расстояние между смежными скважинами, тем интенсивнее разрушается целик между ними. При бурении ряда разгрузочных скважин прослеживается четкая зависимость между числом пробуренных скважин и приращением напряжений в целиках между ними.

Основными параметрами скважинной разгрузки являются: глубина и диаметр скважин, расстояние между ближайшими скважинами и угол наклона оси скважины.

На ранних стадиях внедрения применялись скважины с диаметром 59-165 мм. В зависимости от диаметра, расстояние между скважинами варьировалось от 0,3 м до 0,7 м соответственно. Длина скважин, как правило, ограничивалась 16 м. Выбор диаметра обуславливался применяемым буровым оборудованием.

Наблюдения за напряженным состоянием массива с выполненной разгрузкой скважинами показали ее высокую эффективность, что в совокупности с безусловной экономической предпочтительностью, делало данный способ формирования защищенных зон достаточно перспективным.

Исследования, проведенные ОАО «ВНИМИ», показали, что эффективность разгрузки возрастает с увеличением диаметра скважин, поэтому с начала 2000-х годов для построения защищенных зон стали использоваться скважины большого диаметра – 105–165 мм. В связи с тем, что при увеличении диаметра скважины повышается протяженность прямолинейного (без сверхдопустимого отклонения) участка скважины, в настоящее время предельная глубина бурения достигает 25 м.

На удароопасных рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель», с целью повышения эффективности скважинной разгрузки и снижения затрат на бурение, неоднократно проводились опытно-промышленные испытания (ОПИ) различных способов и схем скважинной разгрузки. Данные испытания, в зависимости от изменяемых параметров, можно разделить на три группы:

1) изменение расстояния между скважинами;

2) изменение глубины скважин;

3) изменение схем бурения скважин.

В ходе ОПИ решались следующие задачи:

– установление технической возможности использования того или иного испытываемого варианта;

– оценка напряженно-деформированного состояния массива горных пород и эффективности проводимых разгрузочных мероприятий.

Испытания первой группы были направлены на определение эффективного расстояния между стенками ближайших разгрузочных скважин, в зависимости от изменения горно-геологических и горнотехнических условий участка разгрузки.

В настоящее время, согласно действующим Указаниям по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, расстояние между ближайшими стенками скважин при расположении в один ряд, составляет для сплошных руд не более 0,7 м, для «медистых» руд – не более 0,6 м.

На основании проведенных ОПИ, допускается построение защищенных зон со следующими размерами междускважинных целиков:

– на западном фланге богатых руд рудника «Октябрьский» – до 1,4 м;

– для шахты 2 рудника «Таймырский» - до 0,9 м;

– в условиях залежи Северная Вторая рудника «Таймырский» – до 1,0 м.

Вторая группа испытаний имела целью определение предельной глубины разгрузочных скважин, обеспечивающих эффективное снижение напряжений на участке горного массива, подлежащем разгрузке.

По результатам выполненных экспериментальных работ, предельная допустимая глубина бурения скважин была увеличена с 16 до 25 метров. Кроме того, допускается проводить разгрузку широких целиков и участков рудной залежи, попадающих в зону влияния тектонических нарушений, скважинами длиной не более 40 м. При этом, для создания защищенной зоны, необходимо использовать участки скважин длиной не более 25 м от их устья. В зоне действия оставшейся длины скважины разрешается проходить горные выработки без профилактических мероприятий при условии проведения прогноза категории удароопасности горного массива.

Третья группа испытаний ставила целью установление оптимальных эффективных схем бурения разгрузочных скважин для различных типовых горнотехнических ситуаций.

По результатам испытаний, были внедрены принципиально новые схемы бурения:

– перекрестное бурение взаимно перпендикулярных скважин;

– встречное бурение скважин для разгрузки целиков шириной до 65 м;

– бурение вертикальных скважин для разгрузки от повышенных горизонтальных напряжений;

– формирование разнопрочного массива сочетанием защищенной зоны и зоны предварительных деформаций.

Как следует из вышесказанного, способ формирования защищенных зон нашел весьма широкое распространение на удароопасных участках рудников Талнаха. В таблице 1 приведены объемы бурения разгрузочных скважин за последние 10 лет.

Годы	Рудник				Итого по рудникам
	Октябрьский	Таймырский	Комсомольский	Скалистый	
2002	52 720	33 000	0	0	85 720
2003	44 500	40 000	0	0	84 500
2004	50 000	40 000	0	1 000	91 000
2005	53 000	34 000	900	0	87 900
2006	70 000	40 000	0	3 500	113 500
2007	37 000	52 000	0	5 000	94 000
2008	46 000	48 000	0	6 000	100 000
2009	35 000	48 000	0	9 000	92 000
2010	35 000	42 000	0	6 000	83 000
2011	30 000	40 000	0	9 000	79 000
2012	30 000	40 000	0	18 000	88 000

Таблица 1 – Объемы бурения разгрузочных скважин

Для рудника «Таймырский» развитие горных работ планируется на удароопасных участках: в Большом Горсте, восточном фланге залежи Х-1(О), залежах С-2, С-3, С-4, что дает основания ожидать как минимум сохранения на нынешнем уровне, а возможно и увеличения уже в ближайшей перспективе объемов бурения разгрузочных скважин.

На руднике «Октябрьский», в связи с выбыванием мощностей богатых руд, выполненной полной площадной разгрузкой разделительных массивов и предохранительного целика ВЗС-ВСС, движением фронтов отработки по восстанию залежи, объемы бурения разгрузочных скважин могут снижаться. Однако, с началом отработки запасов медистых и вкрапленных руд за контуром подработки богатыми рудами, вновь возникнет необходимость формирования защищенных зон.

По руднику «Комсомольский», на шахте «Комсомольская» бурение разгрузочных скважин требуется для отработки удароопасных участков залежей С-1 и С-2 СЗУ, а также Ц-О СВУ. На шахте «Скалистая» с 2012 года началось масштабное формирование защищенных зон бурением разгрузочных скважин. В дальнейшем ожидается существенный рост объемов бурения как по залежи С-1, так и по залежи С-2. Вскрытие группы северных залежей на глубине более 1500 м также потребует повсеместного применения профилактических мероприятий.

В отдаленной перспективе, на руднике «Заполярный», при переходе на отработку глубоких горизонтов – более 450 м – возникнет необходимость формирования защищенных зон и разгрузки массива.

Таким образом, перспективы использования разгрузочного бурения на рудниках Норильского района весьма велики, что оправдывает необходимость исследований, направленных на повышение эффективности и снижение себестоимости данного способа.

Однако, несмотря на достаточно большой опыт применения разгрузочных скважин, в практическом использовании по сей день возникают проблемы и вопросы, однозначных ответов на которые на данный момент не существует. Обозначим наиболее значимые из них:

1. Какой запас эффективности имеют принятые параметры бурения разгрузочных скважин? Даже беглого взгляда на допускаемые «Указаниями» параметры расстояния между скважинами достаточно, чтобы осознать, что диапазон от 0,7 м до 1,4 м (для богатых руд) содержит в себе достаточно большой запас для оптимизации данного параметра. Действительно, если в определенных горно-геологических и горнотехнических условиях эффективность разгрузки достигается расстоянием между скважинами 1,4 м, то не будут ли так же эффективны скважины с данными параметрами и в других условиях? Более того, нет ли запаса эффективности и в максимально допустимых на данный момент параметрах? Для ответа на данные вопросы необходимо провести исследования, целью которых является определение такого размера междускважинного целика, при котором будет обеспечиваться

снижение напряжений в массиве до неопасных значений, с одновременным выполнением условия минимизации объемов буровых работ. Экономия на бурении скважин может достигать 50 %, что в ценах и объемах бурения 2012 года может составлять 50-70 млн. руб. Принципиально важным в данном вопросе является условие сохранения уровня безопасности ведения горных работ в условиях удароопасности.

2. Какие параметры необходимо принимать при бурении разгрузочных скважин в горных породах, не перечисленных действующими «Указаниями»? Действующими «Указаниями» регламентируются параметры бурения скважин в сплошных и «медистых» рудах. Насколько оправданно будет принимать такие же параметры, например, для вмещающих пород или вкрапленных руд? Очевидно, что параметры бурения скважин непосредственно зависят от физико-механических свойств горных пород участка, на котором выполняются мероприятия. Прочностные же свойства сплошных руд и вмещающих пород могут отличаться до двух раз, что может снизить или вовсе сделать неэффективным применение данного способа. Учитывая масштаб работ по доработке богатых руд, когда очистные работы ведутся вблизи контура рудного тела, с выходом во вмещающие породы, перспективы отработки вкрапленных руд за пределами подработки богатыми рудами, актуальность определения параметров скважинной разгрузки для различных типов руд будет все возрастать.

3. Возможно ли осуществлять бурение разгрузочных скважин коронками, диаметр которых отличается от регламентированных «Указаниями»? Несмотря на то, что ООО «Норильскгеология» укомплектована буровыми станками для бурения разгрузочных скважин необходимого диаметра, в практике рудников зачастую возникают ситуации, когда защищенную зону необходимо сформировать на небольшом участке, как правило, в непосредственной близости от зоны ведения очистных работ. Учитывая повсеместное внедрение камерных систем, парк самоходного оборудования рудников содержит мощные высокопроизводительные буровые машины, позволяющие выполнять бурение глубоких скважин, в том числе разгрузочных. Единственным сдерживающим условием в таких случаях является необходимость выполнения требований «Указаний» относительно диаметра разгрузочных скважин – от 105 до 165 мм. В связи с этим, есть смысл исследовать влияние диаметра скважин на эффективность разгрузки, установить минимальные требования к диаметру и установить междускважинное расстояние при таких диаметрах скважин. Положительные результаты дадут следующие преимущества:

– уменьшение сроков формирования защищенных зон и выполнения профилактических мероприятий;

– повышение безопасности при выполнении буровых работ, так как бурильщик располагается в кабине на удалении от места забуривания;

– снижение затрат на вспомогательные работы, связанные с пере-

возкой традиционно используемых буровых станков (в настоящее время на перевозку к новому месту бурения требуется минимум 2 смены).

4. Бурение разгрузочных скважин приводит к снижению устойчивости обнажений горных пород в боках выработки, нарушению крепи и контура выработки. Образование ряда полостей в рудном массиве влечет снижение модуля упругости массива пород, прилегающего к плоскости скважин и реализации пластических деформаций в междускважинных целиках. Деформации боков выработки неизбежно ведут к нарушению крепи – происходит отслоение набрызг-бетона, кусков горной массы на глубину до 0,5 м (рисунок 1). В результате, выработка уже в скором времени требует перекрепления. Решение данной проблемы во многом перекликается с озвученным выше вопросом номер один. С увеличением междускважинного расстояния, уменьшится пластичность целиков, что благоприятно отразится на устойчивости обнажений, однако в данном случае также необходимо соблюсти основное требование к эффективности скважинной разгрузки.



Рисунок 1 – Нарушение крепи выработки на участке бурения разгрузочных скважин

В настоящее время ВНИМИ совместно со специалистами ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» проводит исследования на рудниках «Октябрьский», «Таймырский» и «Комсомольский», направленные на решение озвученных выше вопросов. Исследования предполагают натурные наблюдения и измерения, лабораторные эксперименты, моделирование физических процессов, протекающих при деформировании скважин.

Результаты работы позволят добиться повышения безопасности и эффективности ведения горных работ, снижения затрат на профилактические мероприятия и поддержание горных выработок.

Л.В. Савчиков, И.В. Амосов (ООО «Институт Гипроникель»)
А.А. Андреев, А.Е. Удалов (ОАО «ВНИМИ»)

ОТРАБОТКА ЗАЛЕЖЕЙ МЕДИСТЫХ, ВКРАПЛЕННЫХ И БОГАТЫХ РУД В РАЙОНЕ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ЦЕЛИКА СТВОЛА ВС-3

Учитывая важность ствола ВС-3 для осуществления проветривания восточной части поля рудника «Октябрьский», имеет смысл рассмотреть возможность отработки запасов богатых, медистых и вкрапленных руд предохранительного целика ствола с сохранением ВС-3 в эксплуатационном состоянии на весь период отработки.

Опыт отработки предохранительного целика стволов ВЗС-ВСС рудника «Октябрьский», располагающегося в аналогичных горно-геологических и горнотехнических условиях, показывает, что уже на ранних стадиях отработки в стволе начинаются необратимые процессы деформирования, выражающиеся в разрушении крепи, искривлении армировки, искривлении оси ствола и т.п. Наиболее существенные нарушения крепи отмечаются на сопряжениях ствола с выработками горизонтов. По примеру ствола ВЗС первоначально деформирование проявляется непосредственно над горизонтом отработки, на высоте до 50-70 м. Со временем, указанные процессы распространяются вверх по стволу до 150-200 м. В связи с непрекращающимися деформациями, попытки ремонта крепи и армировки ствола оказались безуспешными.

Анализ характера деформирования горного массива, вмещающего ствол ВЗС, показал, что основной причиной является порядок отработки запасов богатых руд предохранительного целика. Разрезка целика по оси ствола ВЗС с последующим движением расходящихся меридиональных фронтов, определила постепенное восходящее попадание в зону сдвижений участков ствола. Этим объясняется формирование многочисленных трещин, в том числе кольцевых, в сечении ствола. Искривление же оси ствола было вызвано тем, что отработка руд производилась несимметрично относительно ствола – контур богатых руд проходит практически по оси ствола, отработка затронула только северную и северо-восточную части относительно ВЗС.

Используя уникальный опыт отработки предохранительного целика стволов ВЗС-ВСС, можно учесть особенности поведения массива горных пород для сохранения ствола ВС-3 в эксплуатационном состоянии.

Сформулируем основные принципы для планирования отработки предохранительного целика ствола ВС-3:

1) для исключения искривления оси ствола необходимо обеспечить симметричную, относительно ствола, выемку руды по всей площади предохранительного целика;

2) для обеспечения плавного прогиба мульды сдвижения необходимо управлять скоростью и величиной сдвижения пород;

3) для обеспечения безопасного ведения работ на глубинах до 850 м необходимо исключить формирование зон повышенных напряжений.

Данный вариант имеет два принципиально важных момента:

1) первоочередной отработке подлежат запасы медистых руд;

2) отработка медистых руд в пределах целика должна выполняться камерно-целиковым трехстадийным порядком.

Поясним и обоснуем данные положения.

Медистые руды, в отличие от богатых, имеют гораздо большее распространение на север, что позволит обеспечить их симметричную отработку по всей площади предохранительного целика. В случае первоочередной отработки богатых руд неизбежно останется нетронутой северная треть целика (рисунок 1), что приведет к появлению горизонтальных сдвижений налегающей толщи в сторону отработанной части рудной залежи.

Согласно исследованиям, проведенным ВНИМИ для рудника «Октябрьский», при отработке сближенных пластообразных рудных тел первоочередная выемка вышележащего рудного тела обладает следующими преимуществами: отработка ведется в более благоприятных геомеханических условиях, связанных с меньшей глубиной залегания; ниже залегающие рудные тела отрабатываются в условиях надработки, что не требует проведения профилактических мероприятий по предотвращению горных ударов.

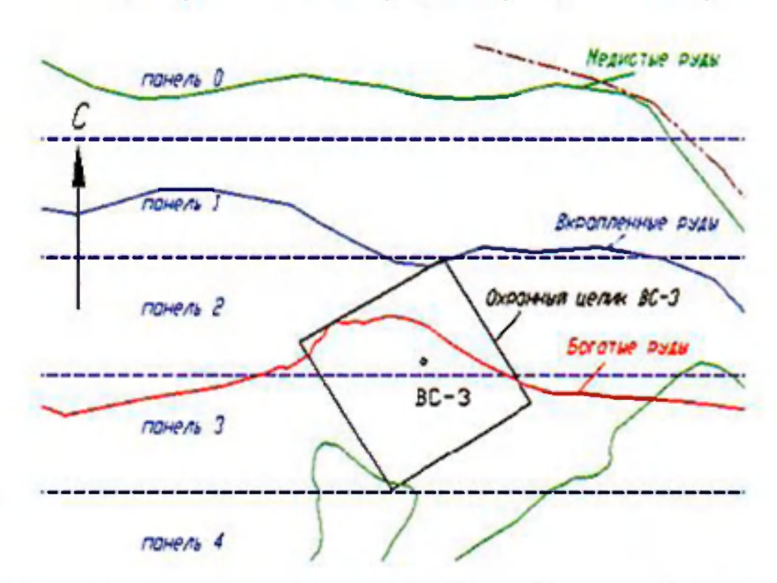


Рисунок 1 – Контуры промышленных типов руд в районе предохранительного целика ствола ВС-3

Первоочередная отработка медистых руд в пределах предохранительного целика должна выполняться камерно-целиковым порядком в три стадии. Разрезку следует осуществлять по оси ствола ВС-3 с образованием расходящихся фронтов очистных работ субмеридиональной ориентации (рисунок 2). Ленты первой очереди отрабатываются с оставлением временных рудных целиков по всей площади предохранительного целика.

Временные целики отрабатываются в две стадии лентами второй и третьей очереди (рисунок 3).

Отработку медистых руд за пределами предохранительного целика можно осуществлять как совместно с отработкой целика, так и после этого.

После отработки медистых руд, выемка богатых и вкрапленных руд, залегающих на глубинах до 900 м, будет производиться в благоприятных геомеханических условиях, обусловленных выполненной опережающей надработкой.

Описанный способ отработки запасов предохранительного целика ствола предусматривает плавное и равномерное сдвижение массива горных пород, вмещающего ВС-3, что позволит избежать критических деформаций крепи ствола и использовать его для проветривания до полной отработки восточной части рудника «Октябрьский».

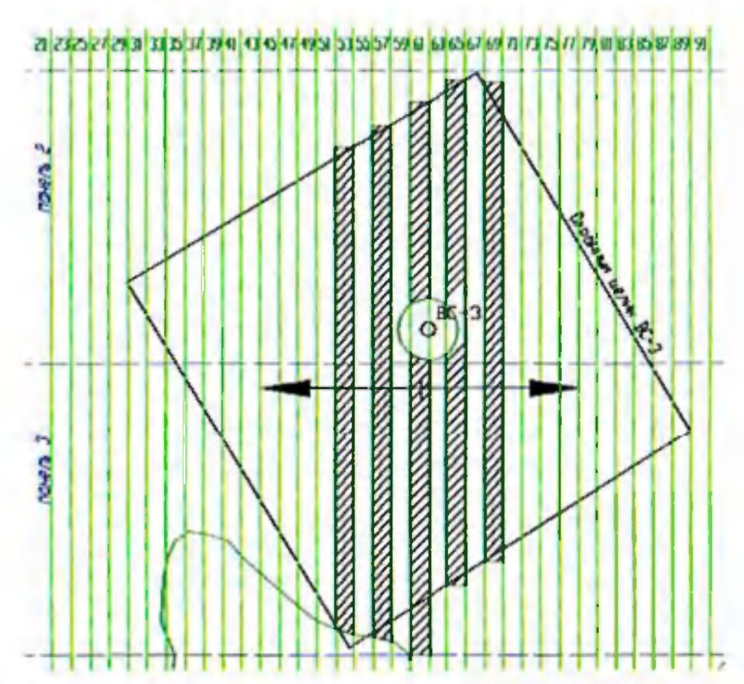


Рисунок 2 – Направление фронтов очистных работ в предохранительном целике ствола ВС-3 по горизонту медистых руд

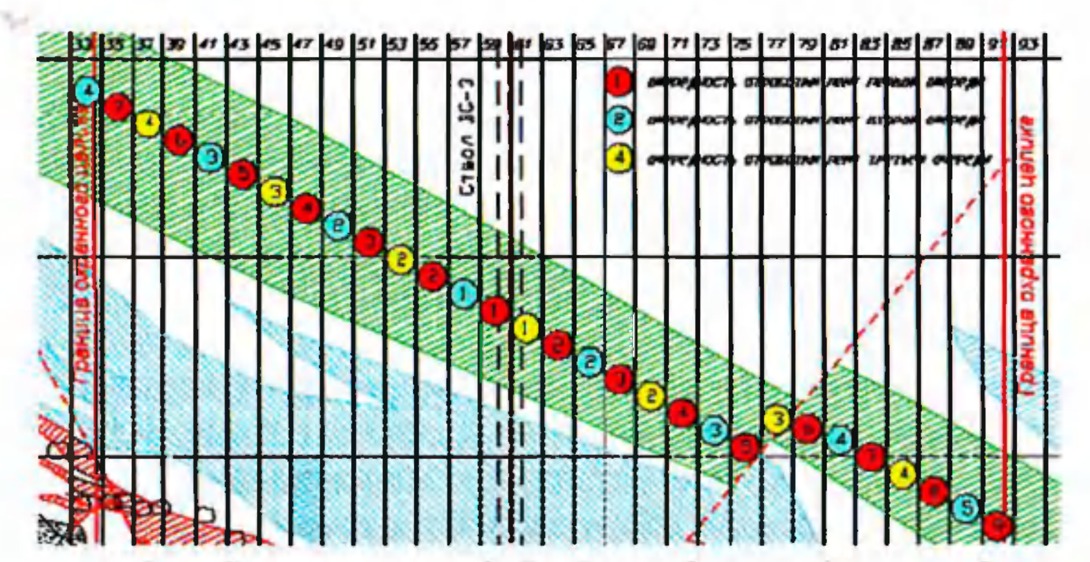


Рисунок 3 – Очередность трехстадийной отработки медистых руд в разрезе по границе панелей 2 и 3

В.Н. Колтышев, А.Н. Александров (ИГД СО РАН)

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПОСЛЕ МАССОВОГО ВЗРЫВА

Горная Шория и Хакасия, расположенные в Алтае-Саянской складчатой горной области, представляют участок Афро-Азиатского пояса, где проявляют себя горообразовательные движения и активизируется сейсмичность. Земная кора в данной области имеет блоковую структуру различного иерархического уровня, поскольку она пронизана многочисленными разрывами, нарушающими сплошность массива горных пород. Структурные блоки смещаются относительно друг друга, образуя зоны растяжений, сжатий, надвиги, подвиги, сдвиги и др. В результате взаимодействия и наличия напряжений, возникающих на границах структурных блоков, они дробятся на блоки меньших размеров. [1]

В пределах этой области расположены железорудные месторождения, к числу которых относятся Таштагольское, Шерегешевское, Казское, Абаканское и др. Данные месторождения разрабатываются в сложных горно-геологических и геомеханических условиях, влияющих на формирование динамических явлений в массиве при переходе горных работ на нижележащие горизонты в шахтах.

Опыт отработки рудных тел показывает, что динамические явления возникают в зонах контактов горных пород и руд в условиях высоких тектонических напряжений. По этим причинам возникают серьезные аварийные ситуации, оказывающие влияние на безопасное состояние подземных выработок, осложненных активными геологическими структурами. Проведены экспериментальные исследования по установлению влияния местоположения очагов взрывов и глубины ведения горных работ на распределение зон концентрации динамических явлений различной сейсмической энергией от 10^2 до 10^6 Дж и более в шахтном поле.

Установлено, что зоны концентрации динамических явлений в зависимости от местоположения очагов взрывов, массы ВВ и глубины разработки, располагаются в разных частях шахтного поля, при этом площади изменяются от 20 до 100 м^2 и более, а количество зон от 1 до 7 (рисунок 1).

Рассмотрено распределение толчков на северном и южном флангах и в центральной части месторождений с энергией 10^2 Дж в период до 7 суток. Выявлено, что при отработке блоков на северном фланге большое количество динамических явлений регистрируется во всем шахтном поле и во вмещающих горных породах.

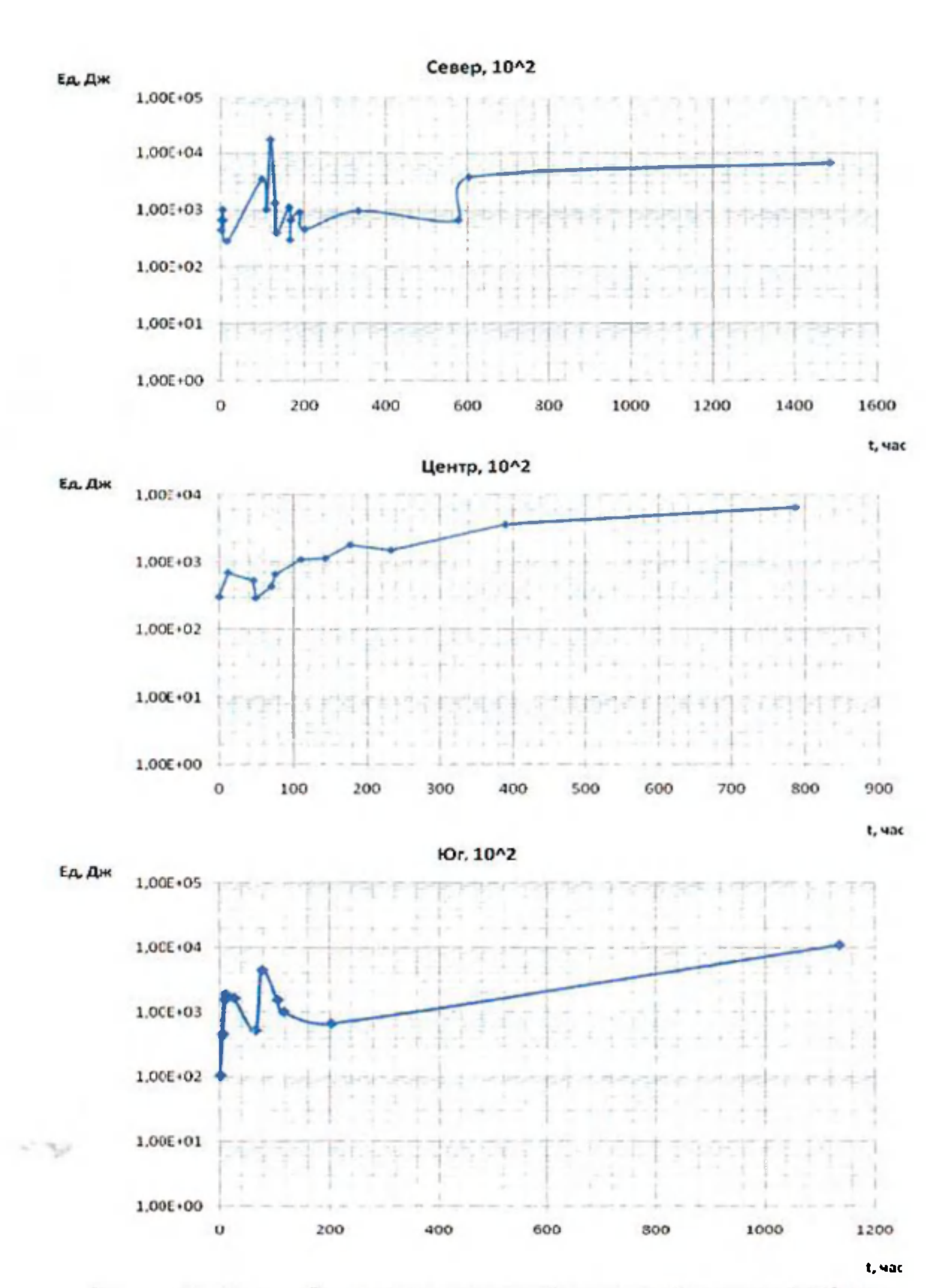


Рисунок 1 – Распределение толчков сейсмической энергией 10^2 Дж после взрыва блоков, за период 1998 до 2011 г.г. на Северном, Южном флангах и Центральной части месторождения

Проведенные исследования показали, что после массовых взрывов в течение 7 суток формируются зоны концентрации динамических явлений с различной сейсмической энергией, при этом наблюдается удаление и приближение толчков к очагам взрывов.

Например, при взрыве блока № 8 в первую неделю происходили толчки с энергией 10^2 (рисунок 2а) и 10^3 (рисунок 2б) Дж. Формирование зон концентрации толчков 10^2 и 10^3 Дж, произошло в непосредственной близости от очага взрыва.

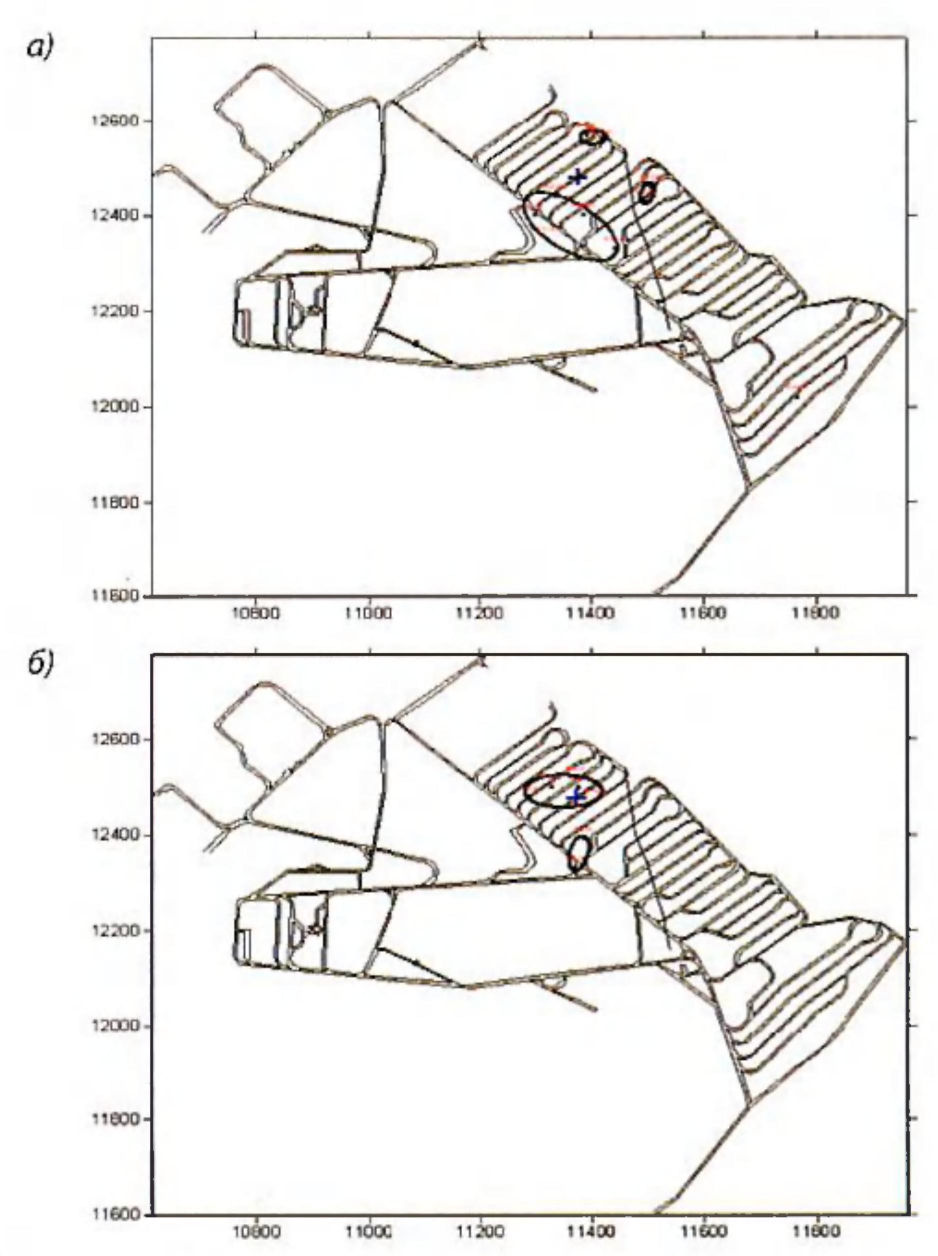


Рисунок 2 – Формирование зон концентрации динамических явлений после массовых взрывов

Определено расположение зон концентрации динамических явлений с энергией от 10^2 до 10^7 Дж в шахтном поле, относительно геологических нарушений. Эти зоны расположены как на южном и северном флангах, так и в центральной части месторождения.

Таким образом, выявлено, что на распределение зон формирования динамических явлений оказывает влияние местоположение очага взрыва.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Еременко А.А., Еременко В.А., Гайдин А.П. Горно-геологические и геомеханические условия разработки железорудных месторождений в Алтае-Саянской складчатой области – Новосибирск: Наука, 2009. – 224 с.

2. Еременко А.А., Еременко В.А., Колтышев В.Н. и др. Оценка геомеханического состояния массива горных пород при отработке охранного целика под рекой на Таштагольском месторождении // ГИАБ. – 2010. – № 12. – С. 266-273.

А.Г. Анохин (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»)

ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПРИ ОТРАБОТКЕ «МЕДИСТЫХ» РУД РУДНИКА «ОКТЯБРЬСКИЙ»

Поле рудника «Октябрьский» пространственно приурочено к западной части Хараелахской ветви Талнахского дифференцированного интрузива. Хараелахская (Северо-Западная) ветвь в поле рудника имеет ширину 1-2 км, длину 2,5 км и представляет собой линзовидное тело, вытянутое в север-северо-западном направлении. Мощность ее составляет 80-100 м. В пределах поля рудника наблюдается многоярусное развитие оруденения. Выделяются три промышленных типа медно-никелевых руд на глубинах от 450 до 1050 м: богатые (сплошные), вкрапленные в интрузии и «медистые» (прожилково-вкрапленные во вмещающих интрузив породах).

В связи с доработкой запасов богатых руд с 1999 года начата отработка «медистых» руд. Запасы «медистых» руд, залегающие в поле рудника «Октябрьский», в ближайшей перспективе будут основным объектом эксплуатации. Таким образом, для сохранения эффективности горного производства, с позиций вовлечения в отработку менее ценных руд, основной задачей Компании является увеличение объемов добычи за счет внедрения эффективных высокопроизводительных систем разработки.

Одним из путей решения является внедрение камерных систем разработки. При выемке руды камерами применяются технологические схемы, позволяющие основной объем отбитой руды из камер (до 80 %) отгружать ПДМ в ручном управлении – через торцевые и (или) боковые заезды в них, а остальной объем руды – с отгрузкой ПДМ с дистанционным управлением. Помимо высокой производительности, обеспечивается повышение безопасности и комфортности труда рабочих, без присутствия людей в очистном пространстве.

Начиная с 2005 года на руднике «Октябрьский» проводятся опытно-промышленные испытания (ОПИ) по отработке «медистых» руд камерной системой разработки. Одним из направлений данных исследований является определение максимальных величин устойчивых обнажений в опытных камерах:

– с высотой очистного пространства до 40 м, шириной 16 м и длиной до 50 м;

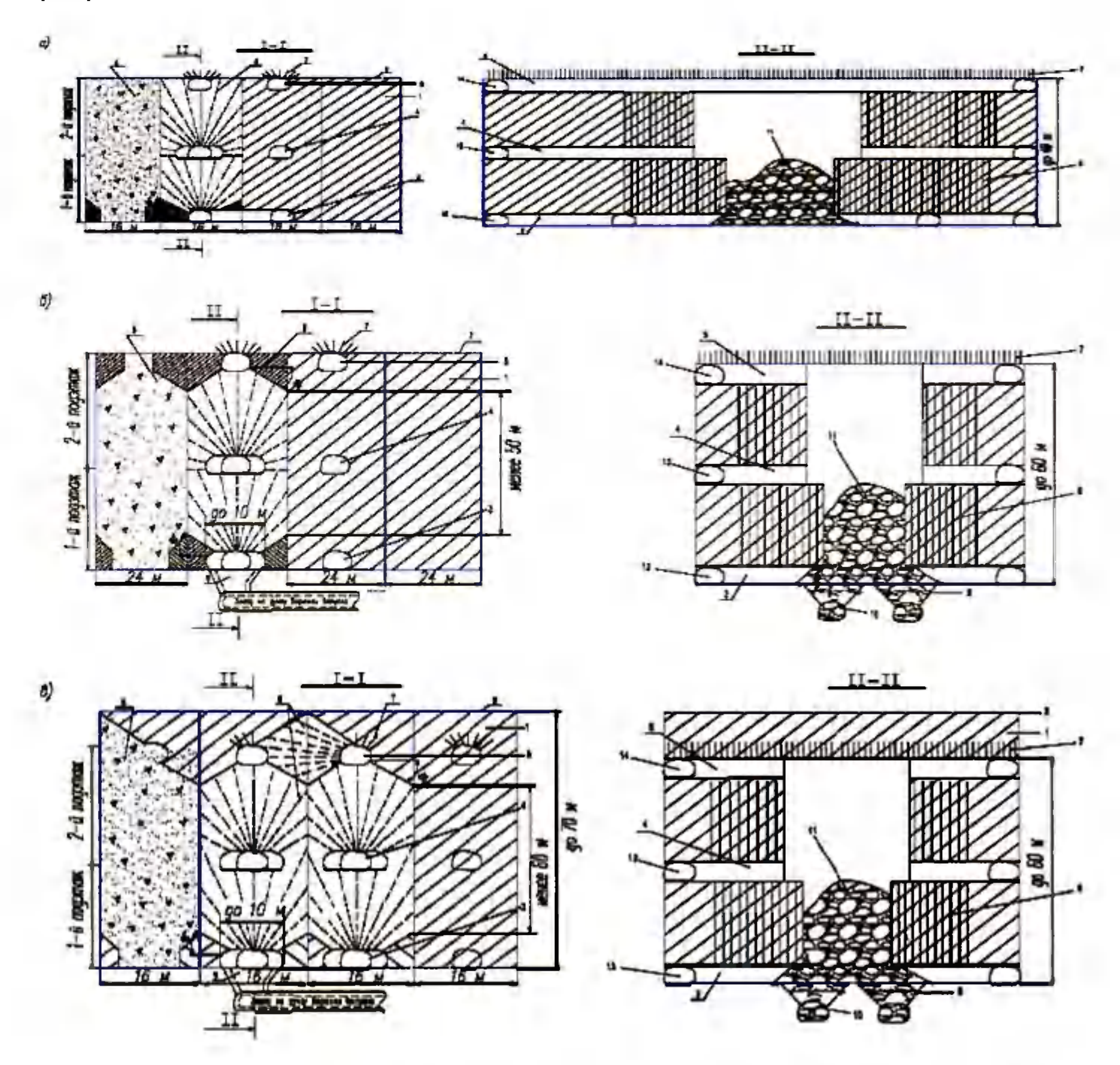
– с высотой очистного пространства до 60 м, шириной 24 м и длиной до 50 м;

– с высотой очистного пространства до 70 м, шириной 32 м и длиной до 50 м.

Перед началом проведения ОПИ, институтом ВНИМИ было выполнено геомеханическое обоснование предложенных параметров камерной

системы разработки, схем отработки и рекомендации по организации исследований при ведении горных работ.

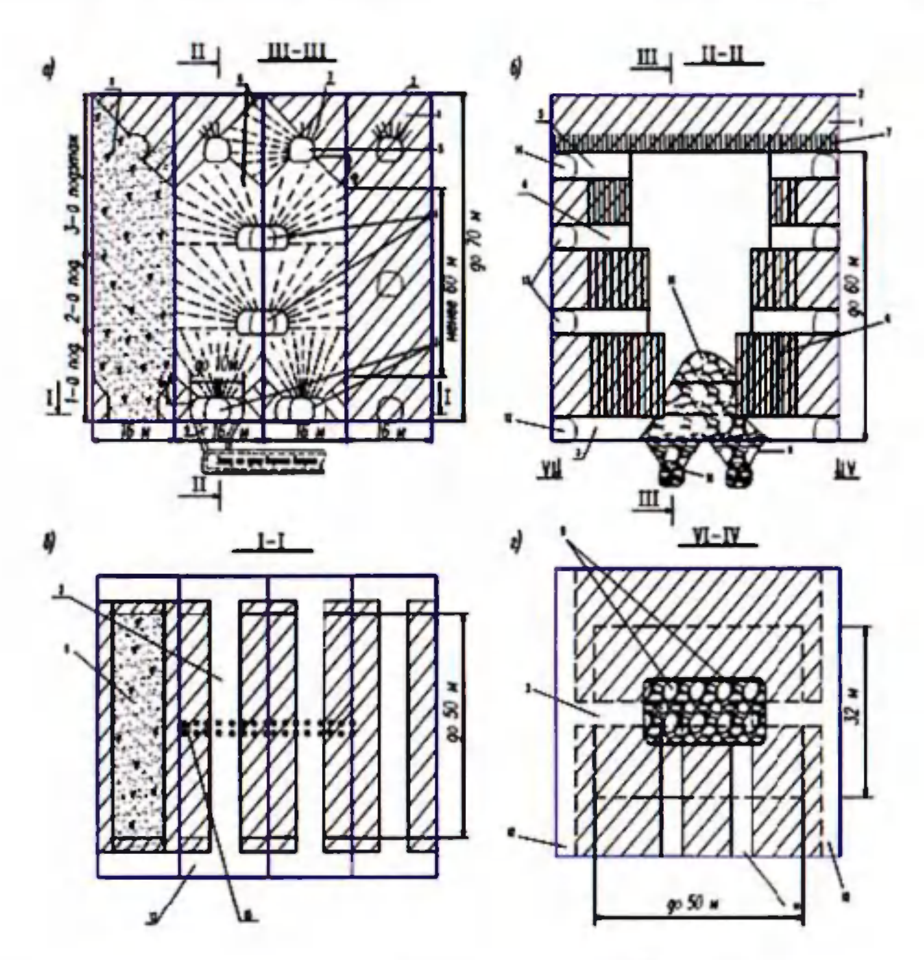
На рисунке 1 представлены рекомендуемые схемы камерных систем разработки.



1 – рудный массив; 2 – контакт руда-порода; 3,4,5 – разрезной, буровой и вентиляционный штреки;
6 – веера восходящих (нисходящих) скважин; 7 – ЖБШ; 8 – заложенная камера; 9 – воронка выпуска;
10 – заезд на дучку воронки выпуска; 11 – отбитая руда;
12,13,14 – разведочный, слоевой и вентиляционный орты

Рисунок 1 – Рекомендуемые схемы камерной системы разработки (в 2 подэтажа) с отгрузкой, либо через заезды, либо через воронки выпуска (а – 16м, б – 24м, в – 32м)

Последний вариант рекомендуемой обойки опытных камер (шириной 32 м и высотой до 70 метров) предполагает отбойку и в 3 подэтажа (рисунок 2).



1- рудный массив; 2 – контакт руда-порода; 3, 4, 5 – разрезной, буровой и вентиляционный штреки;
6 - веера восходящих (нисходящих) скважин; 7 – ЖБШ; 8 – заложенная камера; 9 – воронка выпуска;
10 – заезд на дучку воронки выпуска; 11 – отбитая руда;
12, 13, 14 – разведочный, слоевой и вентиляционный орты; 15 – отрезной восстающий

Рисунок 2 – Рекомендуемая схема камерной системы разработки (в 3 подэтажа) с отгрузкой в две воронки выпуска

В 2009 году был завершен 1-й этап ОПИ камерной системы разработки с высотой очистного пространства до 40 м, шириной 16 м и длиной до 50 м. С данными параметрами было отработано 2 опытные камеры. Отклонения по ширине камер, превышающие допустимые нормы, зафиксированы не были. Отклонения параметров камер по высоте – не зафиксированы, по длине – менее 5 м. Состояние контура подготовительных и нарезных выработок, расположенных в районе проведения ОПИ, в течение всего периода наблюдений было удовлетворительное. Динамические формы проявления горного давления не фиксировались, инструментальной оценкой удароопасности определялась категория «Неопасно». В очистном пространстве камер состояние рудных боков было удовлетворительное, признаков проявления горного давления, а также обрушений и вывалов отмечено не было.

На рисунках 4-6 представлены разрезы по лентам и осям опытных камер.

Последний вариант рекомендуемой обойки опытных камер (шириной 32 м и высотой до 70 метров) предполагает отбойку и в 3 подэтажа (рисунок 2).

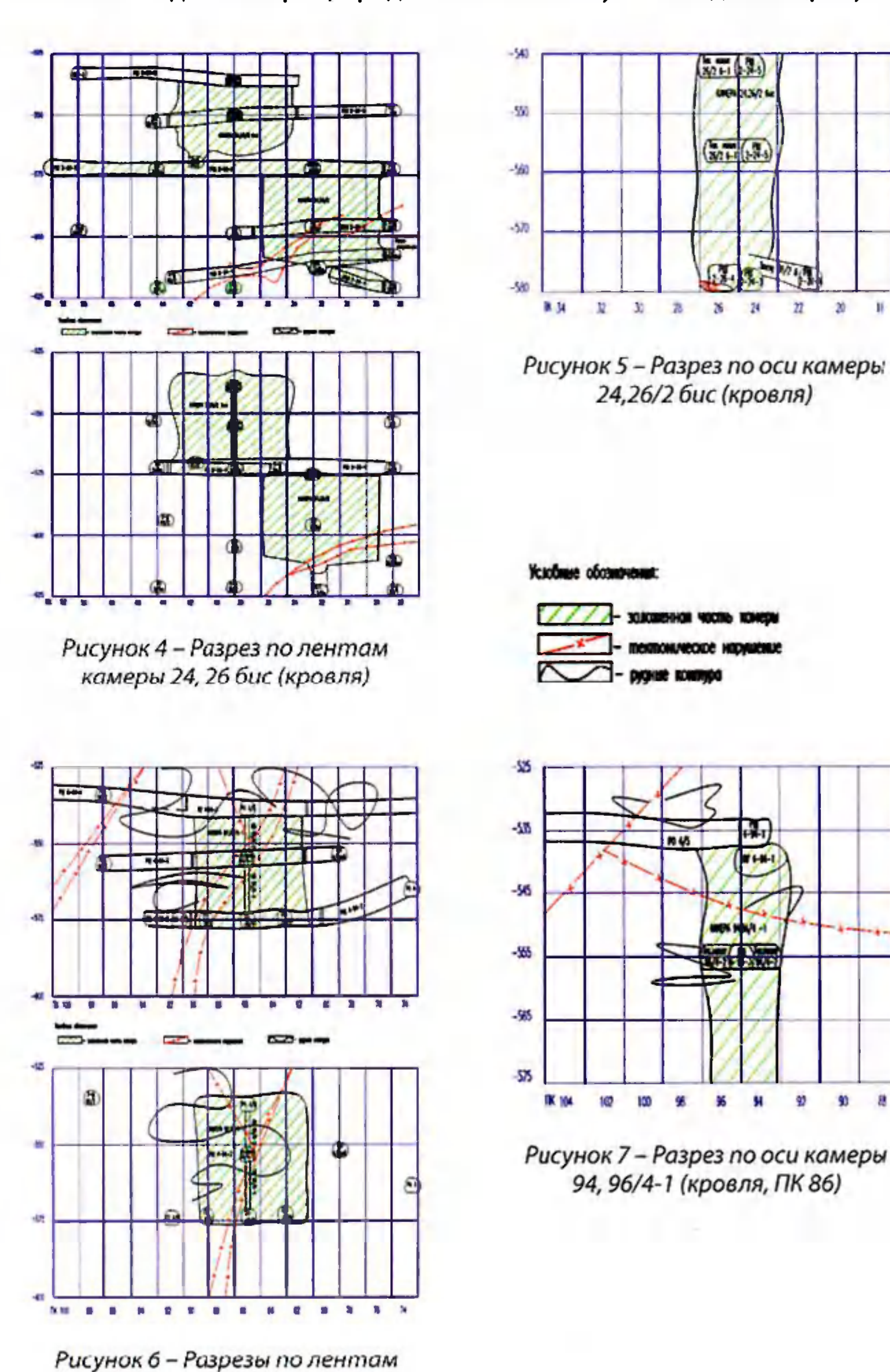


Рисунок 4 – Разрез по лентам камеры 24, 26 бис (кровля)

Рисунок 5 – Разрез по оси камеры 24,26/2 бис (кровля)

Рисунок 6 – Разрезы по лентам камеры 94, 96/4-1 (кровля)

Рисунок 7 – Разрез по оси камеры 94, 96/4-1 (кровля, ПК 86)

Учитывая положительные результаты ОПИ 1-го этапа, в 2010 году испытания камерной системы разработки были продолжены с высотой очистного пространства до 60 м, шириной 24 м и длиной до 50 м. В ходе 2-го этапа ОПИ было отработано 3 опытных камеры.

В таблице 1 и на рисунках 8-10 представлены фактические параметры и схемы отработки опытных камер.

Камеры	Длина, м	Высота, м	Ширина, м
46,48,50/5-1	45	40	24
46,48,50/5-2	50	40	24
6,8,10/3-1	45	50	24

Таблица 1 – Фактические параметры отработанных опытных камер

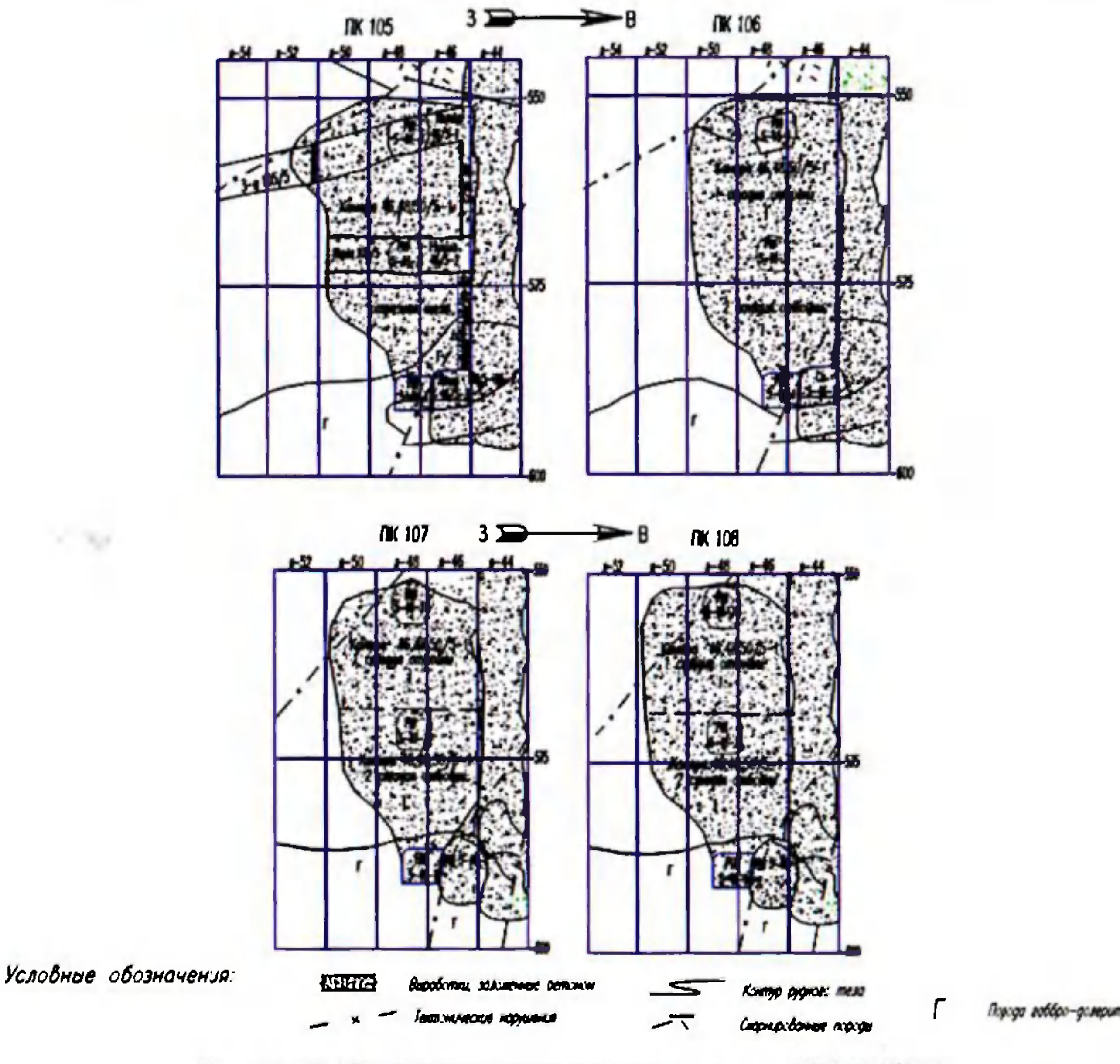


Рисунок 8 – Разрезы по осям пикетов камеры 46,48,50/5-1

ПК 116 З В ПК 117

ПК 118 З В ПК 119

Условные обозначения:

Рисунок 9 – Разрезы по осям пикетов камеры 46,48,50/5-2

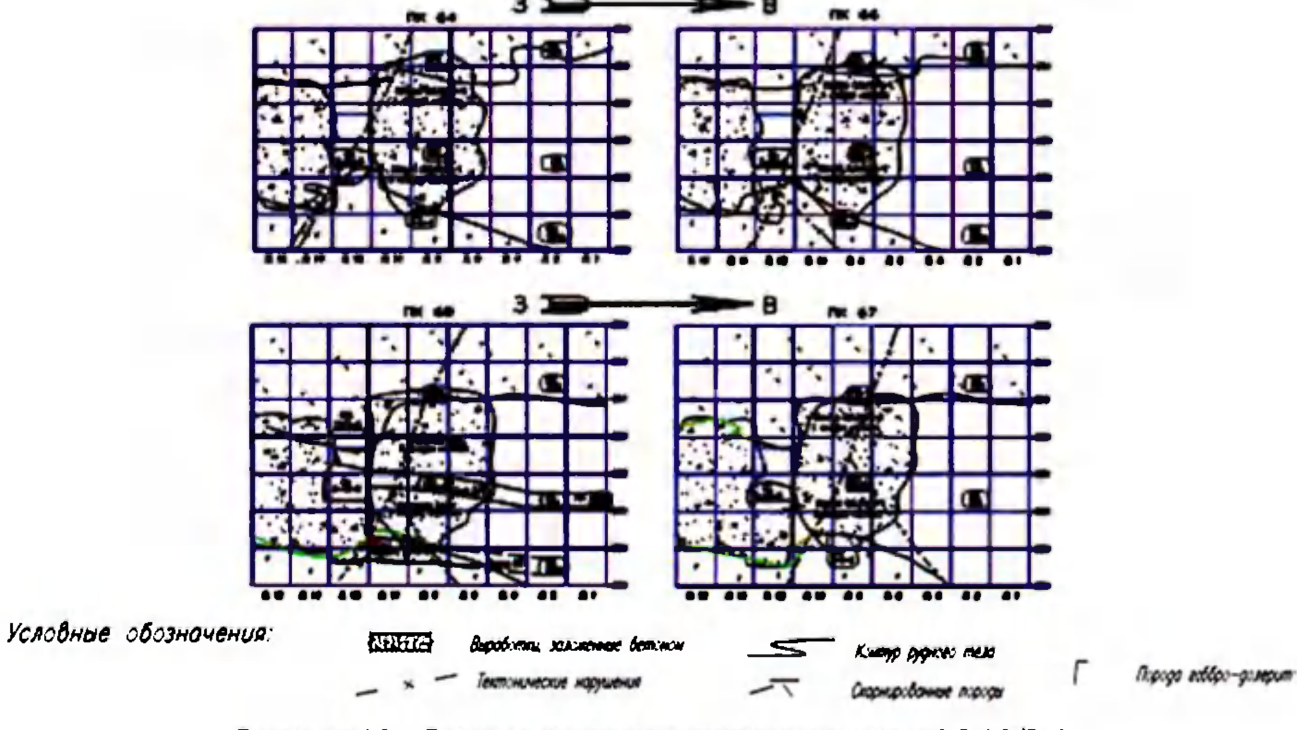


Рисунок 10 – Разрезы по осям пикетов камеры 6,8,10/3-1

Фактическая съемка отработанных камер показала, что отклонений по высоте и длине зафиксировано не было, а уширение составляло от 1 до 1,5 м, что не превышало допуска, предусмотренного для скважинной отбойки (2 м). Вместе с тем, параметры опытных камер полностью не удовлетворяли допустимым по высоте и длине (60 и 50 м соответственно). В связи с этим, было принято решение о продолжении испытаний с целью получения положительных результатов с увеличенными параметрами, предусмотренными программой-методикой.

При получении положительных результатов 2-го этапа ОПИ предполагается продолжение испытаний отработки медистых руд сплошной камерной системы разработки с шириной камер до 32 м.

Опыт внедрения камерных систем разработки показал перспективность их применения для выемки всех типов руд в условиях рудников ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель». Основными преимуществами по сравнению с традиционными слоевыми системами разработки являются:

– увеличение производительности и темпов отработки;

– повышения безопасности ведения горных работ за счет исключения нахождения людей в открытом очистном пространстве;

– снижения себестоимости добычи за счет сокращения удельного расхода ВВ, объема подготовительно-нарезных работ, материалов на закладочные работы.

В.Е. Миренков, А.А. Красновский (ИГД СО РАН)

ПЕРЕОПРЕДЕЛЕННЫЕ ЗАДАЧИ ГЕОМЕХАНИКИ ПО УПРАВЛЕНИЮ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ

В таком сложном объекте как массив горных пород с выработками всерьез говорить об управлении горным давлением можно только имея натурные замеры смещений контура выработки или другие бесконтактные методы, характеризующие состояние пород внутри массива. Натурные эксперименты можно разделить на два вида: визуальные наблюдения за процессом деформирования выработок и целенаправленные замеры смещений в нужных местах, желательно на доступных обнажениях, для использования при математическом моделировании деформирования массива или его частей. Как только люди стали добывать полезные ископаемые подземным способом, так сразу начались визуальные наблюдения и действия по управлению горным давлением. В настоящее время имеют место оба вида натурных экспериментов, но определяющим является второй, дающий возможность научно обоснованно управлять горным давлением, но не исключающий использование первого.

Таким образом, приходим к переопределенным задачам, которые позволяют восстановить механические характеристики пород, условия на контактах (недоступных для наблюдения), геометрию ослабления массива, т.е. решать обратные задачи, являющиеся некорректными и требующие регуляризации. Предлагается система сингулярных интегральных уравнений, связывающая компоненты напряжений и смещений на границе рассматриваемой области, что позволяет избежать процесса регуляризации и последовательными приближениями с наперед заданной точностью получить решение, сходящееся к точному. На примере кусочно-однородного целика реализован метод идентификации граничных условий на контакте с вмещающими породами, физических характеристик и уравнения границы раздела свойств.

В работе исследуется напряженно-деформированное состояние блока пород, выписываются решения трех основных задач теории упругости в квадратурах. Рассмотрение деформирования кусочно-однородных блоков пород представляет интерес как при объединении их в массив с выработками, так и самостоятельный, например, при моделировании образцов или целиков. Такое представление удобно тем, что с его помощью можно собирать конструкции любой геометрической сложности, учитывая одновременно изменяющиеся механические характеристики составляющих блоков.

Существуют три типа обратных задач для составного блока пород: обратные задачи по определению механических характеристик; граничные обратные задачи об идентификации нагрузок; геометрические – об определении координат внутренних дефектов. Такие задачи относятся к классу некорректных. Различные постановки обратных задач исследованы в основном при

переопределенных граничных условиях. Разделение задач на три типа достаточно условно. Действительно, при реализации любой из них необходимо предположить, что механические характеристики рассматриваемого блока пород определены точно и формулируемые граничные условия (скажем, для целика на контакте с вмещающими породами) при нагружении удается реализовать точно – по существу необходимо решать сразу задачи всех трех типов. Требуется исследовать, например, целик, который сжат, и вытащить его для нагружения в перпендикулярном направлении нельзя и замерить смещения в области контактов с породами не представляется возможным, т.е. приходится ограничиваться только участками доступной свободной поверхности целика для замера смещений. Такого типа обратные задачи рассматриваются впервые. Продолжение исследований связано как с теоретическим интересом к таким задачам, так и с их многочисленными практическими приложениями.

Таким образом, использование экспериментальных данных, определенных с погрешностью. Дискретизация сплошной среды при любом численном счете вносит погрешность в обратный оператор; априорные предположения на характер деформирования целика и вмещающих пород (абсолютно твердое тело, идеальное проскальзывание, скачок смещений, нарушение конформности в конечном числе точек и т.п.) вносят погрешность в граничные условия при формулировке задач и расширяют класс обратных задач. Все такие обратные задачи некорректны, т.е. их решения могут не существовать, быть неединственными или неустойчивыми (малым изменениям наблюдаемых данных могут соответствовать большие изменения искомых), но для всех их есть общее требование – преодоление некорректности через регуляризацию [1, 2] или же через получение точных уравнений, связывающих граничные значения компонент напряжений и смещений, описывающих процесс деформирования в рамках выбранной модели, исключая регуляризацию, представляющую по существ, попытку исправить «сознательно» допущенные неточности при формулировке задачи.

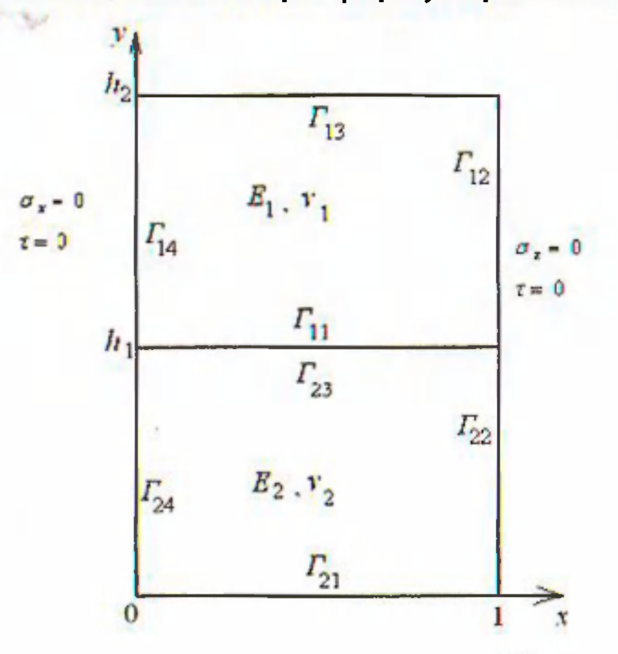


Рисунок 1 – Расчетная схема кусочно-однородного блока пород

Рассматривается кусочно-однородный блок пород, расчетная схема которого приведена на рис. 1. Величины, имеющие размерность длины, отнесены к ширине блока, а размерность напряжений – к характерной величине напряжений на Γ_{13} (Γ_{21}). Внешние усилия к блоку передаются через контакты Γ_{13} и Γ_{21}, где невозможно точно сформулировать условия взаимодействия. Для удобства численной реализации обычно предполагают простейшие варианты граничных условий, плохо моделирующих процесс нагружения, который сводится либо к идеальному проскальзыванию, либо к полному сцеплению в предположении абсолютной жесткости внешних по отношению к блоку пород тел. Ограничимся утверждением, что идеальное проскальзывание никогда не реализуется, абсолютно жестких тел не существует и пластичности по области никогда не наблюдалось.

На боковых гранях $\Gamma_{12}+\Gamma_{22}$ и $\Gamma_{14}+\Gamma_{24}$, доступных для наблюдения, граничные условия сформулируем в виде

$$\sigma_x(y)=0, \qquad \tau(y)=0 \qquad 0<y<h \qquad (1)$$

т.е. нормальные и касательные напряжения отсутствуют. Дополнительно к (1) будем предполагать известными из эксперимента смещения на $\Gamma_{12}+\Gamma_{22}$ и $\Gamma_{14}+\Gamma_{24}$

$$u=u_0(y),\ \upsilon=\upsilon_0(y), \qquad (2)$$

т.е. переопределенные граничные условия (1), (2) на боковых гранях блока пород и неизвестные на Γ_{13} и Γ_{21}.

Система сингулярных интегральных уравнений, связывающая граничные значения компонент напряжений и смещений для однородного блока имеет вид [3]

$$f(t_0)+2\mu g(t_0)=\frac{1}{\pi i}\int_{\Gamma}\frac{f(t)+2\mu g(t)}{t-t_0}dt,$$

$$k\overline{f(t_0)}-2\mu\overline{g(t_0)}=\frac{1}{\pi i}\int_{\Gamma}\frac{k\overline{f(t)}-2\mu\overline{g(t)}}{t-t_0}dt-\frac{1}{\pi i}\int_{\Gamma}[f(t)+2\mu g(t)]\,d\frac{\bar t-\bar t_0}{t-t_0}, \qquad (3)$$

где $k=3-4\nu$, $\mu=E[2(1+\nu)]^{-1}$, ν – коэффициент Пуассона, E – модуль Юнга; $g=u+i\upsilon$; u, υ – касательные и нормальные компоненты смещений в точках на Γ;

$$f(t)=i\int_0^t(X_n+iY_n)\,ds=\mathbf{Re}(f)+i\,\mathbf{Im}(f)=f_1+if_2\,, \qquad (4)$$

X_n, Y_n – усилия на Γ в направлении осей x и y; $t\in\Gamma$, t_0 – аффикс точки границы; черточка над функцией обозначает сопряженное значение; i – мнимая единица.

Учитывая условия (1), (2) систему (3), разрешенную относительно функций напряжений (4), выпишем для верхней части блока пород только на Γ_{13} в виде

$$2k_1 f_{131}(x) = -2\mu_1(k_1-1)u_{13}(x) + \frac{2\mu_1}{\pi}\int_0^1 \frac{(k_1+1)\upsilon_{13}}{s-x}ds +$$
$$+\frac{1}{\pi}\left\{\int_0^h \frac{(1-x)(2k_1 f_{121}+2\mu_1(k_1-1)u_{12})+2\mu_1(k_1+1)s\upsilon_{12}}{s^2+(1-x)^2}ds + \right.$$
$$+\int_1^0 \frac{2\mu_1(k_1+1)(s-x)\upsilon_{11}-h(2k_1 f_{111}+2\mu_1(k_1-1)u_{11})}{(s-x)^2+h_1{}^2}ds +$$
$$\left.+\int_h^0 \frac{2\mu_1(k_1+1)s\upsilon_{14}-x(2k_1 f_{141}+2\mu_1(k_1-1)u_{14})}{s^2+x^2}ds\right\} +$$
$$+\frac{1}{\pi}\left\{\int_0^h -\frac{4s(1-x)^2(f_{122}+2\mu_1\upsilon_{12})-2(1-x)\left[(1-x)^2-s^2\right](f_{121}+2\mu_1 u_{12})}{\left[s^2+(1-x)^2\right]^2}ds + \right.$$
$$+\int_1^0 \frac{2h\left[(s-x)^2-h^2\right](f_{111}+2\mu_1 u_{11})+4h^2(s-x)(f_{112}+2\mu_1\upsilon_{11})}{\left[(s-x)^2+h^2\right]^2}ds +$$
$$\left.+\int_h^0 \frac{2x(x^2-s^2)(f_{141}+2\mu_1 u_{14})-4x^2 s(f_{142}+2\mu_1\upsilon_{14})}{\left[s^2+x^2\right]^2}ds\right\}, \qquad (5)$$

$$2k_1 f_{132}(x) = -2\mu_1(k_1-1)\upsilon_{13}(x) - \frac{2\mu_1}{\pi}\int_0^1 \frac{(k_1+1)u_{13}}{s-x}ds -$$
$$-\frac{1}{\pi}\left\{\int_0^h \frac{2\mu_1(k_1+1)su_{12}-(1-x)((k_1+1)f_{122}+2\mu_1(k_1-1)\upsilon_{12})}{s^2+(1-x)^2}ds + \right.$$
$$+\int_1^0 \frac{2\mu_1(k_1+1)(s-x)u_{11}+h((k_1+1)f_{112}+2\mu_1(k_1-1)\upsilon_{11})}{(s-x)^2+h^2}ds +$$
$$\left.+\int_h^0 \frac{2\mu_1(k_1+1)su_{14}+x((k_1+1)f_{142}+2\mu_1(k_1-1)\upsilon_{14})}{s^2+x^2}ds\right\} +$$
$$+\frac{1}{\pi}\left\{\int_0^h \frac{-4s(1-x)^2(f_{121}+2\mu_1 u_{12})+2(1-x)\left[(1-x)^2-s^2\right](f_{122}+2\mu_1\upsilon_{12})}{\left[s^2+(1-x)^2\right]^2}ds + \right.$$
$$+\int_1^0 \frac{4h^2(s-x)(f_{111}+2\mu_1 u_{11})-2h\left[(s-x)^2-h^2\right](f_{112}+2\mu_1\upsilon_{11})}{\left[(s-x)^2+h^2\right]^2}ds +$$
$$\left.+\int_h^0 \frac{-4x^2 s(f_{141}+2\mu_1 u_{14})-2x(x^2-s^2)(f_{142}+2\mu_1\upsilon_{14})}{\left[s^2+x^2\right]^2}ds\right\}.$$

Здесь $f_{\alpha\beta\gamma}$ индекс α обозначает отношение к части составного блока, индекс β определяет участок границы рассматриваемой части блока, γ соответствует представлению (4); $h=h_2-h_1$. Аналогично (5), систему (3), разрешенную относительно функций напряжений (4), выпишем для нижней части блока только на Γ_{21} в виде

$$2k_2 f_{211}(x)=-2\mu_2(k_2-1)u_{21}(x)+\frac{2\mu_2}{\pi}\int_0^1\frac{(k_2+1)v_{21}}{s-x}ds+F_1,$$

$$2k_2 f_{212}(x)=-2\mu_2(k_2-1)v_{21}(x)-\frac{2\mu_2}{\pi}\int_0^1\frac{(k_2+1)u_{21}}{s-x}ds+F_2 \qquad (6)$$

В (6) из-за некоторой громоздкости выписаны только главные части уравнений, представление о F_1 и F_2 дают формулы (5).

Таким образом, правые части уравнений (5), (6) содержат искомые компоненты смещений и напряжений. Другими словами, восемь неизвестных функций связаны четырьмя уравнениями. Решение трех основных прямых задач теории упругости для двуслойного блока пород рассматриваются в [3].

Определять условия на контактах с прессом будем последовательными приближениями, выбрав за первое, например,

$$v_{13}^1(x)=\beta_1=const,\quad u_{13}^1(x)=\alpha_1 x, \qquad (7)$$
$$v_{21}^1(x)=\beta_2=const,\quad u_{21}^1(x)=\alpha_2 x,$$

где $\alpha_1=u_0(x=1,y=h2)$, $\alpha_2=u_0(x=1,y=0)$, а постоянные β_1, β_2 выбираются из экспериментальных данных (2) для y=0 и $y=h_2$.

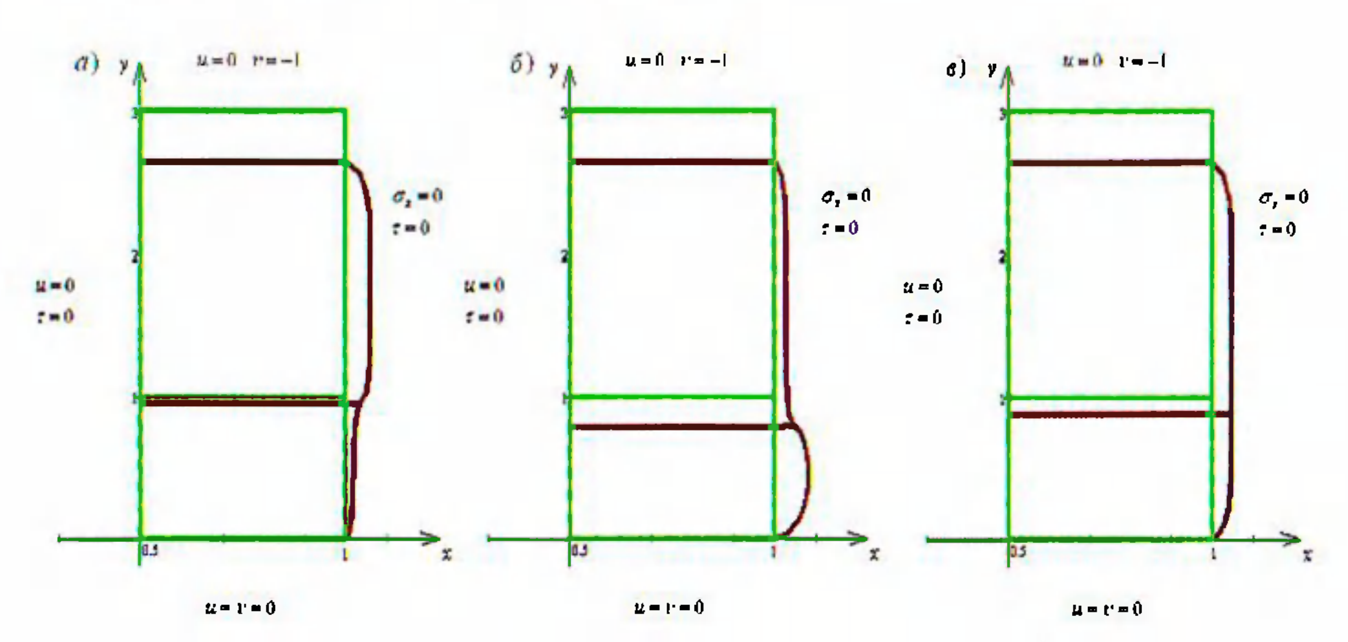


Рисунок 2 – Деформирование контура блока пород:
а) – $E_2=3E_1$; б) – $E_1=3E_2$; в) – $E_1=E_2$.

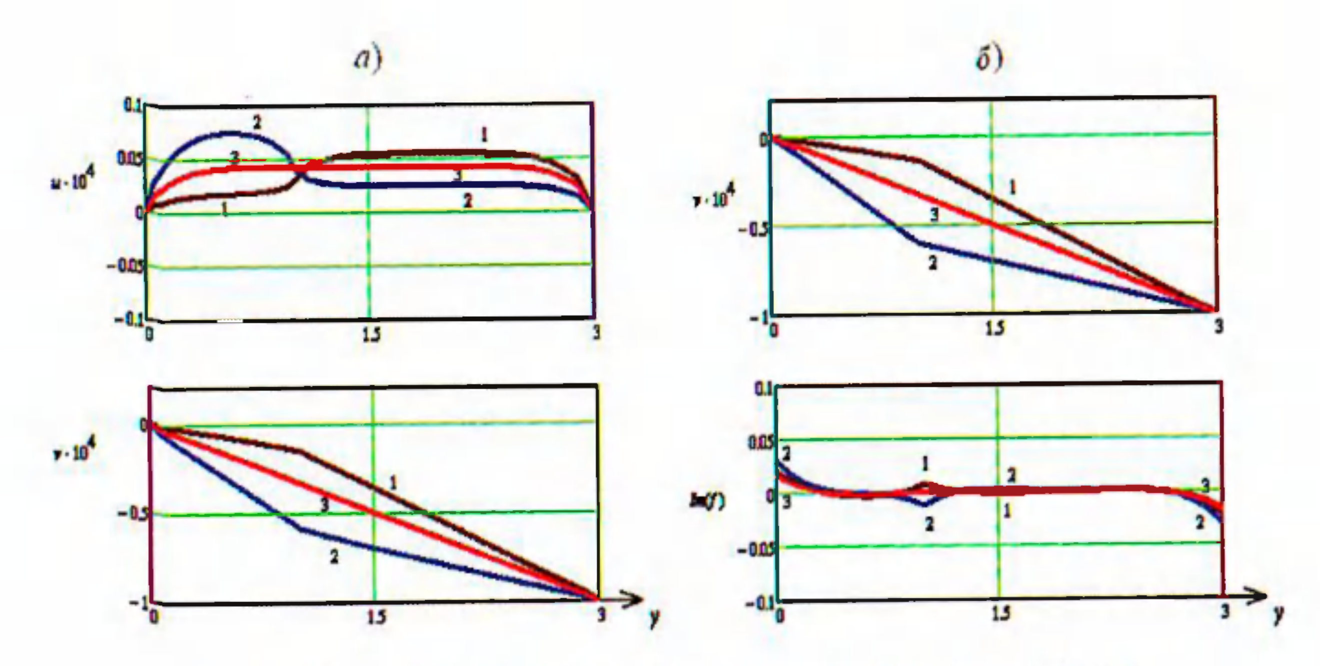


Рисунок 3 – Напряженно-деформированное состояние в блоке:
а) – компоненты смещений границы x=1, 0<y<3;
б) – смещения и напряжения на оси симметрии x=0,5, 0<y<3

На рис. 2 приведены примеры деформирования контуров блоков пород, отличающихся только значениями модулей Юнга соответственно $E_2=3E_1$, $E_1=3E2_1$ и $E_i=E_2$, $\nu_1=\nu_2=0.25$, $h_i=1$, $h=3$. Более детальное представление напряженно-деформированного состояния случаев, отвечающих рис. 2, приведены на рис. 3.

Для двуслойного блока пород с граничными значениями (1), (7), следуя [3], определяем из решения прямой задачи первое приближение

$$f^1_{131}, f^1_{132}; f^1_{211}, f^1_{212} \qquad (8)$$

и величины компонент смещений и функций напряжений

$$u^1_c, \upsilon^1_c, f^1_{1c}, f^1_{2c} \qquad (9)$$

на контакте составляющих блок частей (рис. 1)

При этом предполагалось условие сцепления на Γ_{11} (Γ_{23})

$$\sigma^+_y=\sigma^-_y, \tau^+=\tau^-, u^+=u^-, \upsilon^+=\upsilon^- \qquad (10)$$

т.е. непрерывность нормальных и касательных компонент напряжений и смещений, если же из (4) следует, что имеет место проскальзывание, то учесть его можно так же последовательными приближениями, варьируя величину проскальзывания и сравнивая с величиной разрыва смещений на Γ_{11} (Γ_{13}).

Рассматривая каждую из двух частей блока пород независимо при фиксированных значениях (9), из (5), (6) с учетом (1), (2) вычисляем второе приближение

$$f^2_{131}, f^2_{132}; f^2_{211}, f^2_{212} \qquad (11)$$

Для двуслойного блока с граничными условиями (1), (11) вычисляем второе приближение

$$u_{21}^2(x),\ \upsilon_{21}^2(x),\ u_{13}^2(x),\ \upsilon_{13}^2(x), \qquad (12)$$

а также

$$u_c^2,\ \upsilon_c^2,\ f_{1c}^2,\ f_{2c}^2 \qquad (9)$$

и на этом заканчивается первый цикл приближений. Последующий циклы приближения повторяют первый до достижения наперед заданной точности.

Таким образом, в предлагаемом методе последовательно решаются две задачи. Используя условия (1) и (2) на боковых гранях и первое приближение типа (7) на $Г_{21}$, $Г_{13}$, по формулам (5), (6) вычисляем (8) и (9), это первая задача. Вторая задача, предполагая заданными (8) на $Г_{13}$, $Г_{21}$ и (1) на боковых гранях из решения прямой задачи определяем второе приближение для смещений (12) и (13). Возвращаясь к первой задаче, определяем второе приближение (11) по (5), (6) и т.д.

Определение физических характеристик слоев блока осуществляется по той же схеме, что и граничные значения с использованием тех же экспериментальных данных по смещениям (2). Легко видеть, что первое приближение для значений E_1 и E_2 достаточно точно определяется из рис. 2, т.е. из (2).

Процесс идентификации начинается с реализации первого приближения для E_1 и E_2. Определение уравнения границы раздела свойств частей блока пород также выписывается достаточно точно из рис. 2. Эти приближения используются для восстановления первого приближения граничных условий на $Г_{13}$ и $Г_{21}$, рассмотренные выше. На каждом цикле приближения осуществляется вариация значений упругих постоянных и границы раздела свойств для их уточнения, после чего идентифицируются граничные условия.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Тихонов А.Н. Метод решения некорректных задач [Текст]/ А.Н. Тихонов, В.Я. Арсенин. – М.: Наука, 1979. – 386 с.

2. Колмогоров А.Н. Теория информации и теория алгоритмов [Текст] / А.Н. Колмогоров. – М.: Наука. – 1987. –303 с.

3. Миренков В.Е. Математическое моделирование деформирования горных пород около ослаблений [Текст] / В.Е. Миренков, В.А. Шутов. – Новосибирск.: Наука, 2009. – 176 с.

Кузенков М.В. (ОАО «Кольская ГМК»)

АНАЛИЗ ПРИМЕНЯЕМЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЖДАНОВСКОЕ И ЗАПОЛЯРНОЕ

В настоящее время в Восточном рудном узле Печенгского рудного поля ОАО «Кольская ГМК» ведет отработку подземным способом двух месторождений медно-никелевых руд – Ждановское и Заполярное.

Ждановское месторождение

Институтом «Гипроникель» в 2002-2003 гг. был разработан проект вскрытия и отработки запасов руд Ждановского месторождения до гор. -440 м. На всех этапах вскрытия и освоения проектных мощностей были использованы основные вскрывающие выработки подземного рудника «Северный», граница поля которого расположена в непосредственной близости от Ждановского месторождения. На базе подкарьерных запасов Ждановского месторождения с 2000 г началось строительство подземного рудника, в 2004 г. произведен ввод объектов первого пускового комплекса, а в 2010 г. была достигнута проектная производительность в 6,0 млн.т. руды в год.

До 2007 г. добыча руды Ждановского месторождения осуществлялась открытым и подземным способом. В связи с этим, на первом этапе подземной добычи проектным институтом были выбраны две основные системы отработки: система подэтажного обрушения с камерно-целиковым порядком отработки запасов и площадным выпуском руды (ПОКЦ) и система подэтажного обрушения со сплошным порядком выемки и торцевым выпуском руды (ПОТ).

Подэтажное обрушение с камерно-целиковым порядком отработки (ПОКЦ) предусматривает двухстадийную отработку запасов. В первую очередь отрабатываются камеры, ограниченные целиками – междукамерными (МКЦ) по простиранию и междуэтажными (МЭЦ) по падению. Отработка запасов на этой стадии позволяет при определенных условиях вести одновременно подземную и открытую добычу. По окончании производства открытых работ осуществляется вторая стадия, которая состоит в одновременном массовом, или последовательном, обрушении на компенсационное пространство камеры целиков и пород висячего бока. Выпуск руды из целиков ведется под обрушенными породами.

Этот вариант разработки применялся на двух камерах восточной части ЦРТ (отм. –170 – 230 м) и по всему фронту Западного и Юго-Западного рудных тел до отметок –140 и –80 м соответственно.

Система разработки предполагает достаточно гибкую технологию разбуривания из буровых ортов или буро-доставочных штреков, скважинами глубиной не более 30 м. При таких глубинах снижается вероятность «за-

контурного» разбуривания камерных запасов и «сужение» проектных границ целика.

Наличие доступа к проблемным в геомеханическом отношении областям массива расширяют границы возможности управления состоянием массива, технологией горных работ, снижает риски перерастания непредвиденных геомеханических проявлений в кризисные и аварийные ситуации.

Анализируя геодинамические и геомеханические аспекты проблем устойчивости подрабатываемого массива на фактическом опыте отработки части запасов Ждановского месторождения системой ПОКЦ отметим:

– выбранные на основании расчетов ВНИМИ размеры камер и целиков обеспечило их расчетную длительность безопасного стояния под нагрузкой со стороны налегающих пород;

– плоская граница обнажений боков и потолочин камер, за исключением камер Западного рудного тела, не в полной мере оказалось способна обеспечить проектные контуры отработки камерных запасов. Со временем действующие нагрузки вызвали некоторые отслоения руды со стороны висячего бока и боков камер и постепенное придание им вогнутой формы с соответствующим уменьшением поперечных размеров целиков;

– с учетом возможного развития опасных деформаций в междублоковых и междуэтажных целиках при данной системе отработки необходимо предусмотреть увеличение размеров этих целиков на 10-20 % от расчетных, что позволит увеличить их несущую способность и учесть возможное разрушение стенок камер. На практике существующие действующие нагрузки на целики не превысили критические, что позволило отработать их во второй стадии;

– конструктивные параметры системы и порядок разработки (в том числе и погашения целиков) предусматривает заполнение отработанного пространства породами висячего бока, что способствует плавному процессу сдвижения налегающих пород и тем самым, как правило, **исключает проявления динамических явлений при выемке целиков.**

Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском (ПОТ) предусматривает оптимизацию конфигурации взрываемой части рудного тела под зону выпуска. Обуреваемый блок имеет ромбовидную форму, основанием вниз. Слой руды отбивается в зажатой среде на недовыпущенную часть отбитой руды или на обрушенные породы висячего бока при полном выпуске предыдущего слоя отбойки.

Очистной блок по вертикали разделен на подэтажи, пройденные через 15 м. В одновременной отработке находятся, как правило, не менее 4 подэтажа. Подготовка блока может осуществляться двумя способами: буро-доставочными штреками, пройденными по простиранию рудного тела из ортов-заездов, с производством очистной добычи фронтом по простиранию залежи, или же ортовой подготовкой, с разделкой отрезной щели в висячем боку рудного тела на всю ширину блока, и направлением ведения добычи от висячего к лежачему боку рудного тела.

В первом варианте, во-первых, образуется большое количество сопряжений «орт – рудный штрек», во-вторых, максимальная нагрузка приходится на БДШ, расположенные в висячем боку рудного тела, которые находятся в зоне максимума опорного давления со стороны подрабатываемой консоли налегающих пород. Наибольшим нагрузкам, в этом случае, подвержены выработки, расположенные ближе к висячему боку рудного тела по фронту очистных работ. Повышенные нагрузки на рудные БДШ могут быть сняты только при опережающей проходке (надработке) со стороны висячего бока в забалансовых рудах дополнительного БДШ и отбойке пород висячего бока с выпуском 30-35% горной массы на высоту отрабатываемого подэтажа (двух подэтажей) – **создание защитной зоны.**

Отработка запасов руды по Центральному рудному телу ортовым способом показала, что после разделки отрезной щели по висячему боку и первичной посадки пород висячего бока, действующие нагрузки на орты (в пределах отрабатываемого подэтажа) в значительной степени уменьшаются, а состояние выработок находится в удовлетворительном состоянии. Однако непременным условием успешного применения ортовой подготовки является отработка запасов блоками с шириной по простиранию обеспечивающей надежное обрушение пород висячего бока (в пределах шага обрушения). Для соблюдения этого условия может потребоваться одновременная отработка нескольких буродоставочных ортов в пределах одного или нескольких подэтажей, что связано с трудностями в скорости подготовки запасов подэтажей.

При таком способе отработки, все выработки горизонта выпуска и транспортировка руды находятся в зоне разгрузки **(в защищенной зоне)** от образованного в ней выработанного пространства, под защитой обрушенных пород. В защищенной зоне действующие напряжения не могут превысить разрушающих значений и не способствуют возникновению условий удароопасности на критической глубине за счет их релаксации дезинтегрированной средой.

Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды характеризуется как наиболее безопасная для отработки удароопасных рудных месторождений. Ее неоспоримым достоинством является планомерный характер развития горных работ, отсутствие длительно сохраняемых целиков, и главное – безопасная, бесцеликовая конструкция днища.

В случае возникновения опасной ситуации в рудном теле система разработки обеспечивает возможность создания защитного слоя, снимающего критические нагрузки с отрабатываемой залежи.

Месторождение Заполярное

Проектом на отработку Северного рудного тела месторождения Заполярное предусмотрена **камерно-целиковая система** отработки с последующей закладкой выработанного пространства, с общим направлением выемки запасов в нисходящем порядке.

Камерно-целиковая система в мировой практике разработки составляет на сегодня базовый вариант отработки рудных тел средней и малой мощности с ценным сырьем и аккумулирует огромный опыт разнообразных геомеханических условий их применения. Практически каждое горнодобывающее предприятие адаптирует эту систему к своим индивидуальным условиям и оптимизирует ее параметры к своей специфической вмещающей геологической среде и горнотехническим и геомеханическим особенностям.

Основными критериями для выбора этой системы разработки явились:

– максимально возможное извлечение руды, в связи с высокой ценностью полезного ископаемого;

– недопустимость развития сдвижения налегающих пород, обеспечивающих устойчивость северного борта Восточного карьера с расположенными над ним транспортными коммуникациями;

– безопасное производство открытых работ в Восточном карьере Ждановского месторождения.

Система разработки предполагает подэтажную отбойку руды и достаточно гибкую технологию производства горных работ в зависимости от устойчивости рудного массива и вмещающих пород.

До глубины 700 м (отм. –500 м) отработка запасов велась в пределах этажа высотой 60 м, блоками (камерами) первой и второй очереди (временные междукамерные целики), с заполнением блоков первой очереди твердеющей закладкой, а блоков второй очереди – породной с предварительной проливкой днища блока твердеющей закладкой на высоту до 10 м. Пролет обнажений был устойчив, и обрушений, как правило, не наблюдалось. На горизонтах –500–560 м повсеместный характер приобрело обрушение пород кровли и рудного массива.

Ухудшение состояния горного массива ниже отм. – 500 м объясняется, во-первых, резким увеличением пригрузок от массы пород со стороны южного борта Восточного карьера и, во-вторых, прочностные свойства рудного массива на этих глубинах являются граничными с точки зрения устойчивости пород в обнажении.

Распределение нагрузки на рудный и искусственный массивы зависит от геометрических размеров отработанной части залежи, глубины отработки, прочностных и компрессионных свойств закладки и порядка отработки подэтажей, а также от прочностных и деформационных свойств руд и вмещающих пород. Устойчивость закладки в обнажениях определяется ее деформационными и прочностными свойствами.

Для обеспечения безопасной отработки запасов ниже гор. -500 м этаж разбивается на два подэтажа высотой по 30 м и отработка верхнего и нижнего подэтажа производится самостоятельно, независимо от мощности рудного тела. Ширина блока по простиранию принимается не более 20 м, временный междукамерный целик (комбинированный или рудный) между смежными отрабатываемыми камерами должен быть не менее двух-трехкратной ширины камер, то есть 40–60м.

Назначение бутобетонной закладки является поддержание налегающей толщи горных пород, снижение тем самым дополнительных нагрузок передаваемых с зоны подработки на отрабатываемый массив и, тем самым, снижение вероятности возникновения проявлений геодинамических явлений в рудном массиве и породах лежачего бока, где расположены все вскрывающие, транспортные и горно-капитальные выработки. Эффект снижения значительных нагрузок в породах лежачего бока распространяется только на отработанных и заложенных участках месторождения.

Кузенков М.В. (ОАО «Кольская ГМК»)
А.Е. Удалов (ОАО «ВНИМИ»)

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПРОЯВЛЕНИЙ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЖДАНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Исследования геологического строения Печенгского рудного поля по геодинамическому аспекту позволили установить следующее:

1. «Продуктивная» толща Ждановского месторождения сульфидных медно-никелевых руд включает в себя пластичные метаосадочные породы (филлиты), способные поглощать динамические нагрузки и минимизировать последствия напряжений, возникающих в разломных зонах.

Кроме того, в зонах тектонических нарушений (как правило в нижних частях никеленосных массивов), обладающих низкими прочностными свойствами, присутствуют брекчиевидные руды и милонитизированные породы с глинкой трения, что способствует плавной разгрузке напряжений в горном массиве и делает маловероятным накопление критических напряжений, тем самым уменьшается вероятность проявления негативных динамических событий в пределах «продуктивной» толщи на глубинах до 500 м от дна карьера.

2. Давление на вмещающие породы рудных тел и на сами рудные залежи может быть преимущественно статическим, связанным только с весом вышележащих пород.

3. В диабазах третьего вулканогенного покрова, на глубинах ниже 500 м от дна карьера, вероятны динамические проявления, т.к. эти породы являются жестким фундаментом всей структуры Восточного рудного узла и способны аккумулировать нагрузки, возникшие, в первую очередь, при формировании диагональных нарушений северо-западного простирания.

4. При оценке геодинамической ситуации и прогнозе негативных динамических проявлений в Восточном рудном узле, следует учитывать то обстоятельство, что изостатическое воздымание Кольского полуострова после снятия ледовых нагрузок четвертичного периода, величина которого оценивается в первые сотни метров, вызывает подвижки отдельных крупных блоков земной коры, коробление её и активизацию древних разрывных нарушений (факт динамической активности разломов в новейшее время подтверждается результатами дешифрирования космических снимков и некоторыми чертами современного рельефа). Поднятие региона идет непрерывно, однако вследствие того, что земная кора представляет собой очень сложную многокомпонентную систему, в которой не соблюдается принцип суперпозиции и процессы имеют нелинейный характер, разгрузка длительно действующих напряжений может проявляться скачкообразно, что увеличивает вероятность возникновения динамических явлений.

Были исследованы прочностные и деформационные характеристики пород Ждановского месторождения на допредельной и запредельной стадиях деформирования, в условиях одноосного и объемного нагружений. На основе этих результатов определены показатели паспортов прочности (сцепление и угол внутреннего трения) и показатели удароопасности горных пород, представленых перидотитами, пироксенитами, габбро, диабазом, рудной брекчией и метаосадочной породой с Восточного, Юго-Западного, Центрального рудных тел Ждановского месторождения и месторождения Заполярное. Исследованные породы характеризуются существенной неоднородностью строения, что выразилось в значительном разбросе показателей свойств в пределах одной литологической разности. Наибольшей неоднородностью строения характеризуются метаосадочная порода и рудная брекчия для которых показатели прочности при одноосном сжатии отличаются до 10 раз и более. При этом для метаосадочной породы минимальное значение прочности при одноосном сжатии составило 24,8 МПа, а максимальное – 259,9 МПа, для рудной брекчии 4,8 МПа и 55,0 МПа соответственно. Следует отметить, что у образцов, показавших минимальную прочность видимых дефектов в виде трещин, слоистости или включений не отмечено, следовательно нет оснований для выбраковки этих показателей. У пироксенита, габбро и перидотита неоднородность строения проявляется в меньшей мере. Показатели прочности при одноосном сжатии для этих пород отличаются в 5-6 раз. Наиболее однородными являются диабазы, у которых прочность изменятся до 2 раз. Сравнение прочности пород по разным рудным телам показало отсутствие общей закономерности изменения свойств пород одной и той же литологической разности, залегающей в разных рудных телах.

Исследованные породы в большинстве своем склонны к накоплению упругой энергии и хрупкому разрушению. В наибольшей мере это относится к диабазам, пироксенитам, перидотитам, габбро и в меньшей мере к рудной брекчии и метаосадочным породам. Хотя вследствие неоднородности строения отмечаются отдельные случаи нехрупкого разрушения почти у каждой литологической разности. Коэффициенты хрупкости, являющиеся критериями удароопасности, в большинстве своем превышают критические значения в несколько раз, что свидетельствует о потенциальной удароопасности исследованных пород. Исключение составляет рудная брекчия, для которой коэффициенты удароопасности ниже критических значений.

На основе выполненной **региональнальной** оценки естественного напряженного состояния блочного массива горных пород Восточного рудного узла Печенгского рудного поля установлено, что зона повышенных напряжений образуется в районе пересечения Киерджипорского взброса и двух нарушений субширотного простирания. При этом в зону повышенного горного давления (зону ПГД) попадает северо-западный район Восточного рудного узла. Следует отметить, что эта зона образуется при всех рассмотренных соотношениях главных напряжений.

Локальная оценка напряженного состояния блоковой структуры, включающей районы Заполярного и Ждановского месторождений, показала, что при соотношении главных напряжений $\sigma_1:\sigma_2$=3.0:1.5 зона повышенных напряжений σ_x образуется на северо-западе Ждановского месторождения в районе пересечения многочисленных разрывных нарушений меридионального простирания. Небольшая зона повышенных напряжений σ_x образуется на юге Ждановского и на востоке Заполярного месторождений.

Результаты выполненных исследований показали, что на глубоких горизонтах в высокомодульных породах, а также в районах тектонических нарушений существует возможность проявлений динамических явлений при отработке Ждановского месторождения. В связи с этим необходимо применение специальных средств контроля за напряженно-деформационным состоянием горного массива, а в случае фиксации проявлений динамических явлений необходимы разработка и применение методов приведения массива в геодинамически безопасное состояние.

Для обеспечения безопасности отработки глубоких горизонтов рудника «Северный» начиная с 1999 года ОАО «ВНИМИ», совместно с ОАО «Кольская ГМК», проводит натурные исследования напряженно-деформированного состояния в конструктивных элементах системы разработки и прилегающем массиве горных пород.

Наиболее изученным является восточная ветвь Северного рудного тела месторождения Заполярное.

Анализ данных исследований ВНИМИ природного поля действующих напряжений показывает, что соотношение горизонтальных напряжений вдоль слоистости (σ_y), горизонтальных по нормали к слоистости (σ_x) и вертикальных (σ_z) напряжений, на месторождении Заполярное Северного рудного тела, в основном соответствуют традиционным представлениям о распределении главных напряжений в массиве горных пород.

С глубины ведения горных работ 900 м и более соотношение величин главных действующих напряжений стремится к 1,0 – к гидростатическому состоянию, когда величина действующих напряжений одинакова в любых направлениях. Кроме того абсолютные величины действующих напряжений приблизились к прочности пород на одноосное сжатие. Прочность пород на одноосное сжатие является определяющим фактором в оценке устойчивости обнажений проходимых выработок. Известно, что при походке любой выработки вокруг нее формируется зона (возмущения) опорного давления с концентрацией напряжения в максимуме до 1,5 γH. Следовательно, на горизонтах ниже отметки –680 м на опасных участках необходимо применение мероприятий по приведению выработок в безопасное состояние.

Анализ распределения величин действующих напряжений в массиве на восточной ветви Северного рудного тела месторождения Заполярное позволил установить наиболее опасные зоны, в которых на больших глубинах возможно проявление геодинамических явлений при проходке и эксплуатации горных выработок – эти участки расположены на восточном и западном флангах в пределах резкого выклинивания больших мощностей рудного тела.

На руднике создана и функционирует **Автоматизированная система контроля горного давления (АС КГД)**, предназначенная обеспечить безопасность производства горных работ в сложных горнотехнических и горно-геологических условиях.

Назначение АС КГД – предупреждение о наступлении критических состояний горных пород в естественных или искусственных опорах, в очистном пространстве и подготовительных выработках, а также получение пространственно-временных характеристик процесса деформирования пород в пределах всего месторождения.

Объектами оперативного контроля являются: междукамерные, междублоковые, междуэтажные естественные и искусственные целики; подготовительные выработки, породы висячего и лежачего бока и т.п.

Системы контроля горного давления подразделяются на региональные и локальные. Региональные обеспечивают площадной контроль горно-геомеханического состояния массива и конструктивных элементов систем разработки в пределах отрабатываемых горизонтов. Локальные обеспечивают контроль горно-геомеханического состояния отдельного конкретного конструктивного элемента системы разработки (целик, участок выработки, массива и т.п.).

Как показала практика использования АС КГД на руднике «Северный», наиболее перспективной является система, основанная на измерении деформаций отдельных элементов систем разработки с помощью индуктивных датчиков типа ДИ-7 на базах измерения до 60 м, которая позволяет контролировать деформации горных выработок, вертикальные и поперечные деформации целиков, призабойной части массива и т. п. Кроме датчиков в систему контроля входят устройства преобразования измеряемой датчиком индуктивности в частоту, усиления сигнала и коммутации, которые позволяют передавать сигналы от группы датчиков по шахтной телефонной сети до регистрирующего устройства (компьютера) на поверхности, где и происходит окончательная обработка информации.

Применение АС КГД в полевых выработках Северного рудного тела в последние годы позволило заранее предупредить о наступлении процессов заколообразования в кровле и бортах полевых штреков горизонта -620 м на разрезе 104 и в разрезе 100 горизонта -680 м. Частичное разрушение выработок носило техногенный характер. Оно связано, главным образом, с нарушением одного из условий «Технологического регламента ведения горных работ на руднике «Северный»... 2003 г.». В данных случаях нарушение регламентирующих сроков проведения закладочных и очистных работ на небольшом участке месторождения привело к резкому увеличению опорного давления на некоторые участки горного массива, несущая способность которых оказалась значительно меньше фактических.

Помимо прикладного назначения, система оперативного контроля состояния горных пород и выработок является источником обширной информации о поведении пород на большом пространстве, что значительно расширяет возможности научного обобщения и выявления новых закономерностей в раскрытии процессов динамики напряженно-деформированного состояния пород в крупном масштабе.

В.А. Звездкин (НМСУ «Горный»)
В.Н. Карелин (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»)

К ВОПРОСУ УПРАВЛЕНИЯ КРОВЛЕЙ ИСКУССТВЕННЫМИ ЦЕЛИКАМИ ИЗ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ ГЛУБОКИХ РУДНИКОВ ТАЛНАХА

При отработке околоствольных предохранительных целиков глубоких рудников Талнаха породный массив, вмещающий ствол, может попадать в зону полных сдвижений, высота которой может достигать до 100 метров. При этом в массиве, включающем ствол, не исключается вероятность при замене предохранительного целика твердеющей закладкой появление опасных деформаций растяжения, негативно влияющих на состояние крепи ствола и околоствольных выработок.

В связи с этим, были проведены исследования по оценке деформационного состояния околоствольного массива при замене околоствольного предохранительного целика искусственным целиком из твердеющего материала.

Исследования проводились методом моделирования на эквивалентных материалах для осредненных геологических и горнотехнических условий околоствольных предохранительных целиков глубоких рудников Талнахского рудного узла:

1) глубина залегания – 850 м;

2) мощность рудного тела –30 м;

3) залегание – пологое;

4) протяженность околоствольного предохранительного целика до границы искусственного целика – 160 м;

5) прочность руды на одноосное сжатие – 80 МПа, модуль Юнга – 5,4 ($E \cdot 10^{-4}$) и коэффициент Пуассона – 0,25;

7) кровля–габбро-долериты мощностью до 120 м с пределом прочности на одноосное сжатие до 100 МПа с модулем Юнга до 8,0 ($E \cdot 10^{-4}$) и коэффициент Пуассона 0,25. Габбро-долерит слоистый, с мощностью слоя до 20 метров;

8) почва – роговики мощностью до 20 м, с предел прочности на одноосное сжатие до 170 МПа, модулем Юнга 6,3 ($E \cdot 10^{-4}$), и коэффициентом Пуассона 0,25.

Моделирование проводилось на плоских моделях в масштабе 1:200 с отработкой околоствольного предохранительного целика по слоевой системе разработки с шириной ленты 8 метров и управлением кровлей твердеющей закладкой.

Моделировались варианты возведения в районе ствола искусственного целика из твердеющей закладки и попадающего в зону влияния опорного

давления, протяженность которой при отработке рудных залежей Талнахского и Октябрьского месторождений составляет 40 м [1]. В качестве закладки применялись твердеющие смеси марки М20, М60 и М100, нормативная прочность которых составляет 2 МПа, 6 МПа и 10 МПА [2].

Исходное поле напряжений в рудопородном массиве моделировалось с учетом коэффициента концентрации напряжений в зоне опорного давления и напряжениями, вызванными сдвижением подработанных блоков, сформированных тектоническими нарушениями:

1) напряжения вызванные действием вертикальной составляющей гравитационных сил и опорного давления ($k_{оп}$ – коэффициент концентрации напряжений в зоне опорного давления) составляют $\sigma_x = k_{оп} \cdot \gamma \cdot H = 3 \cdot 25 \cdot 850 \approx 64$ МПа;

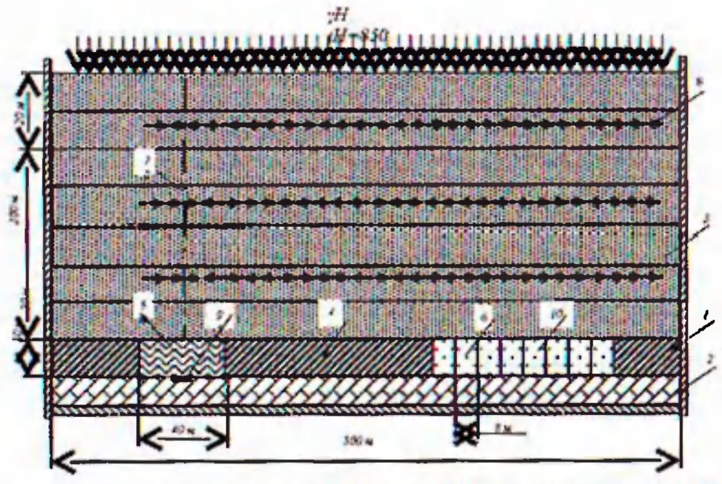
2) напряжения вызванные действием силами бокового распора (μ – коэффициент Пуассона, к – коэффициент концентрации напряжений при сдвижении блоков) составляют $\sigma_y = (\frac{\mu}{1-\mu}) \kappa_m \gamma H = (\frac{0{,}25}{1-0{,}25}) \cdot 1{,}5 \cdot 25 \cdot 850 \approx 30$ МПа;

3) нормальные напряжения составят

$$\sigma_н = \sqrt{\sigma_x^2 + \sigma_y^2} = \sqrt{64^2 + 30^2} \approx 70\, МПа$$

Выемка околоствольного предохранительного целика моделировалась выпиливанием в кровле рудного тела щели, высота которой принималась равной усадке закладочного массива. Для моделируемой мощности рудной залежи она составляет 1,5 метра.

Структура модели рудопородного массива с искусственными целиками из твердеющих материалов представлена на рисунке 1.



1 – рудное тело, 2 – почва, 3 – кровля, 4 – околоствольный целик, 5 – искусственный целик, 6 – закладочный массив, 7 – ось ствола, 8 – марки глубинных реперов, 9 – динамометр, 10 – лента

Рисунок 1 – Структура модели рудопородного массива с искусственными целиками из твердеющих материалов

Материал модели, имитирующий горные породы интрузии, подбирался с учетом критериев теории подобия [3]. Прочность горных пород, вмещающих искусственный целик, подбиралась с учетом коэффициента структурного ослабления, который для интрузии глубоких рудников Талнаха в среднем составляет 0,4.

Воспроизведение горных пород в модели из эквивалентных материалов производилось с учетом следующих требований:

– обеспечение качественной аналогии в характере механического поведения породы и эквивалентных материалов;

– количественное подобие физико-механических параметров материалов натуры и модели, учитывающее масштаб моделирования;

– реализацию технологических факторов;

– обеспечение стабильности свойств эквивалентных материалов в процессе эксперимента и их воспроизводимости.

Моделирование горных пород проводилось на основе песчано-эпоксиалифатического эквивалентного материала. В качестве наполнителя использовался мелкодисперсный кварцевый песок карьера «Новинка», а в качестве связующего эпоксиалифатическая смола. Кварцевый песок при этом предварительно подвергался сушке и просеиванию.

Изготовление модели из эквивалентных материалов проводилось на стенде (рисунок 2) с использованием скользящей опалубки. Давление не моделируемой части породного массива задавалось пригрузочным устройством, выполненного в виде резинового баллона, жестко контактирующего с моделью и конструкцией стенда. Давление в баллоне задавалось сжатым воздухом.

Для оценки деформационного состояния околоствольного массива применялся метод глубинных реперов (на моделях марки), измерение перемещения которых проводилось относительно неподвижной базы. Определение реакции искусственных целиков на сдвижение породного массива проводилось с помощью датчиков типа МДГ-3, которые подключались к информационно-измерительной системе СИИТ-3, обеспечивающей опрос датчиков по внешнему сигналу с ПК со скоростью 30 измерений в секунду. Результаты измерений автоматически записывались в отдельные файлы для дальнейшей обработки с помощью программы EXEL.



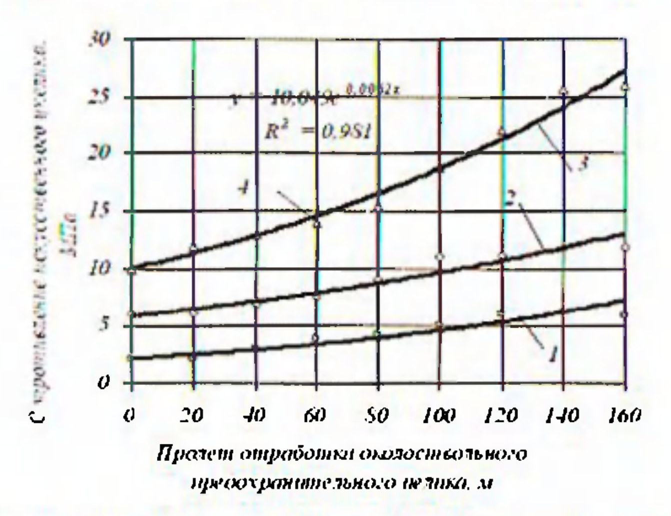
1 – стенд, 2 – модель, 3 – пригружающее устройство

Рисунок 2 – Общий вид модели рудопородного массива из эквивалентного материала

Проведенные исследования показали существенное влияние прочности закладочного материала на несущую способность искусственного целика и деформационное состояние околоствольного массива.

При применении в качестве закладочного материла твердеющей смеси марки М 20 сопротивление искусственного целика при выемке околоствольного предохранительного целика изменялось от 2,0 до 6,1 МПа, и в среднем составило 4,2 МПа. С увеличением нормативной прочности материала сопротивление целика возрастает, при закладочном материала марки М60 сопротивление целика изменялось от 6,0 до 11,9 МПа, в среднем составляя 9,5 МПа, а при закладочном материале мари М100 возросло почти в два раза, изменялось от 10 до 26 МПа при среднем значении 17, 7 МПа.

Динамика повышения сопротивления искусственного целика при увеличении нормативной прочности твердеющего материала подчиняется экспоненциальному закону с достаточной надежностью аппроксимации, представленных на рисунке 3 графиков сопротивления.



1,2,3– соответственно, сопротивление искусственного целика из твердеющей смеси марки М20, М60 и М100, 4–экспериментальные значения

Рисунок 3 – Графики трендов сопротивления искусственных целиков при отработке околоствольного предохранительного целика

Как следует из представленных на рисунке 4 гистограмм, экспериментальное распределение величин сопротивления искусственного целика приближается к нормальному закону с достаточно тесным группировании величин относительно среднего значения. Это свидетельствует об аддитивном характере влияния прочности твердеющего материала на несущую способность искусственных целиков при прочих равных условиях.

Представленные на рисунке 5 тренды с надежностью аппроксимации экспериментальных графиков 0,993 также показывают существенную зависимость между деформированием околоствольного массива и прочностью твердеющего материала искусственного целика.

При возведении в районе ствола искусственного целика из твердеющего материала марки М 20 относительные деформации растяжения пород

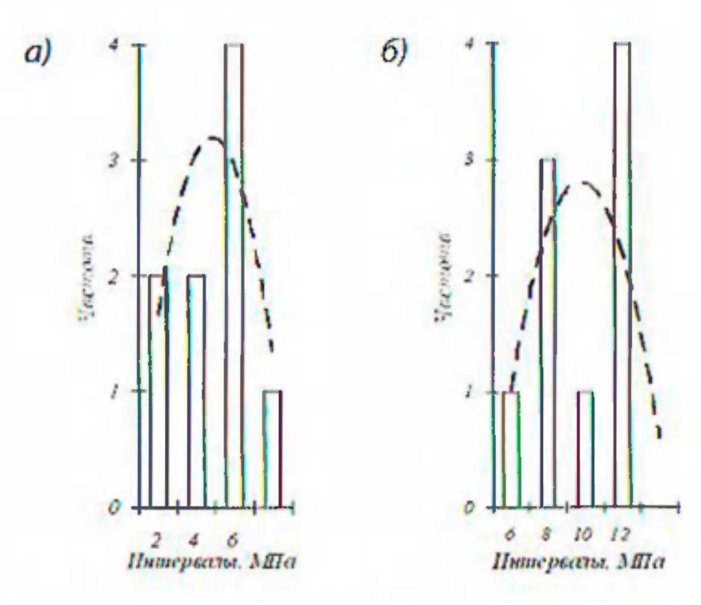
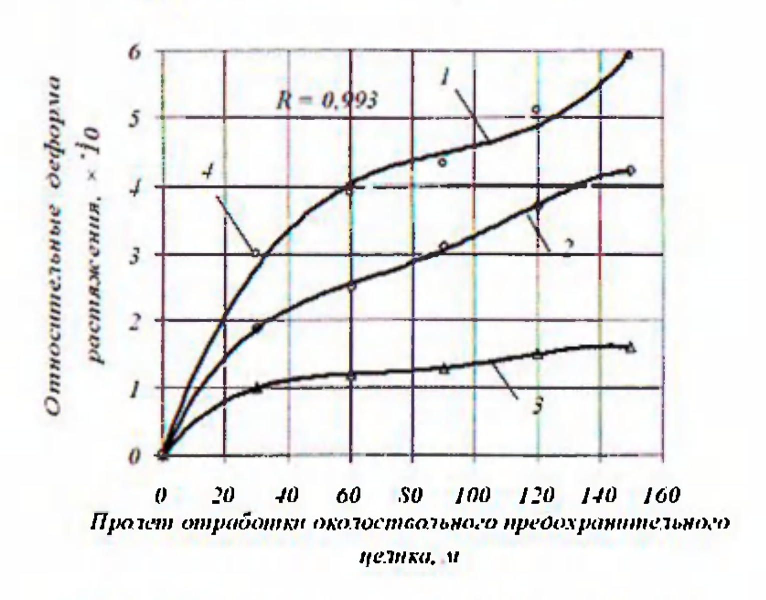


Рисунок 4 – Гистограммы распределения величин сопротивления искусственных целиков из твердеющей смеси М20 (а) и М60 (б)

околоствольного массива изменяются от 3 до $5{,}9 \times 10^{-3}$, и в максимуме почти в три раза превышает критическое значение, которое для горных пород составляет 2×10^{3}. С повышением прочности твердеющего материала величины относительных деформаций снижаются. Так при возведении искусственного целика из твердеющего материала марки М 60 относительные деформации растяжения изменяются от 1,5 до $3{,}2 \times 10^{-3}$, и в среднем составляют $2{,}8 \times 10^{-3}$, что также превышает критическое значение. При возведении искусственных целиков из твердеющего материала марки М 100 значения относительных деформации растяжения существенно уменьшаются, изменяются в пределах от 0,8 до $1{,}5 \times 10^{3}$ и в среднем составляют $1{,}4 \times 10^{3}$.



1,2,3 – соответственно при искусственном целике из твердеющей смеси марки М20, М60 и М100, 4 – экспериментальные значения

Рисунок 5 – Характер и параметры деформирования околоствольного массива при отработке околоствольного предохранительного целика с возведением искусственных целиков

Таким образом, состояние околоствольного массива при отработке предохранительных целиков существенно зависит от прочности твердеющего материала. Для условий отработки предохранительных целиков рудников глубоких рудников Талнахского рудного узла возведение в районе ствола искусственного целика из твердеющего материала с нормативной прочностью не менее 10 МПа и шириной порядка 40 м обеспечивает устойчивое состояние околоствольного массива без формирования критических нагрузок на крепь ствола и околоствольных выработок.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Указания по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных к горным ударам. Норильск, 2001, – 107 с.

2. Регламент технологических производственных процессов при ведении закладочных работ на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» (РТПП-054-2004), 2005, –54с.

3. Глушихин Ф.П., Кузнецов Г.Н., Шклярский М.Ф. и др. Моделирование в геомеханике. - М.: Недра, 1991, –354с

Д.В. Сидоров (НМСУ «Горный»)

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ И УДАРООПАСНОСТИ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Горные работы на удароопасных месторождениях ведутся как правило в сложных и особо сложных горно-геологических условиях, к которым относятся: невыдержанное природное поле напряжений и его неравнокомпонентность; высокий уровень «остаточных напряжений» в горном массиве, как правило приуроченных к зонам тектонических нарушений, зачастую в несколько раз превышающий значения геостатических напряжений; увеличение с глубиной количества тектонических нарушений, параметры которых изменяются в широком диапазоне на небольших базах; невыдержанная мощность полезного ископаемого как по падению, так и по простиранию; присутствие литологических разностей полезного ископаемого с различными показателями физико-механических свойств; наличие некондиционных участков и участков непромышленной мощности; ухудшение состава пород непосредственной кровли с глубиной.

Изучение причин динамических проявлений горного давления с разрушением выработок и целиков показывает на необходимость более глубокого изучения влияния горно-геологических и горнотехнических факторов на удароопасность массива горных пород и разработки методического и программного обеспечения, позволяющих корректировать параметры систем разработок на стадии проектирования. При этом корректность геомеханического обоснования безопасных параметров конструктивных элементов горных конструкций определяется адекватностью математической модели реальным горно-геологическим, геодинамическим и горнотехническим условиям ведения горных работ.

Интенсивное развитие вычислительной техники обусловило широкое использование во многих прикладных задачах горной геомеханики таких основных методов, как метод конечных элементов (МКЭ) и граничных интегральных уравнений (ГИУ) для расчета напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород (МГП), а также моделирования динамических задач. Это касается как плоских задач, так и, в последние годы, пространственных задач о расчете напряжений и деформаций вокруг выработок, пройденных в массиве горных пород. При этом наиболее эффективным стало применение численных методов для решения дифференциальных уравнений. Однако применение численного метода конечных элементов в трехмерных задачах является весьма трудоемким, особенно с точки зрения разбивки пространства на конечные элементы, их сопряжения, подготовки исходной и анализ полученной информации.

Большое значение применение МГИУ имеет для оценки удароопасности в краевой части рудной залежи и целиках, поскольку это тесно связано

с оценкой потери устойчивости конструктивных элементов системы разработки. Для оценки устойчивости рудных элементов широко используется метод механики хрупкого разрушения.

Существует несколько методических подходов в оценке удароопасности рудных залежей. Практическое значение имеют следующие методы оценки удароопасности: геофизические, по дискованию керна, по величине вдавливания пуансона в стенки скважин, по допускаемой величине напряжений, по допускаемой величине притока упругой энергии. Для расчета потенциально опасных зон наиболее применимым является критерий по допускаемым напряжениям. Процесс компьютерной технологии моделирования условно можно разделить на три основные части: препроцессорную (организация исходной информации), расчетную (МГИУ, оценка удароопасности) и постпроцессорную (представление результатов расчетов) [1].

Ниже, на примере разработки Норильского медно-никелевого месторождения рассматриваются процесс и результаты применения компьютерного моделирования напряженного состояния и удароопасности рудного массива. Основная расчетная схема моделирования приведена на рисунке 1.

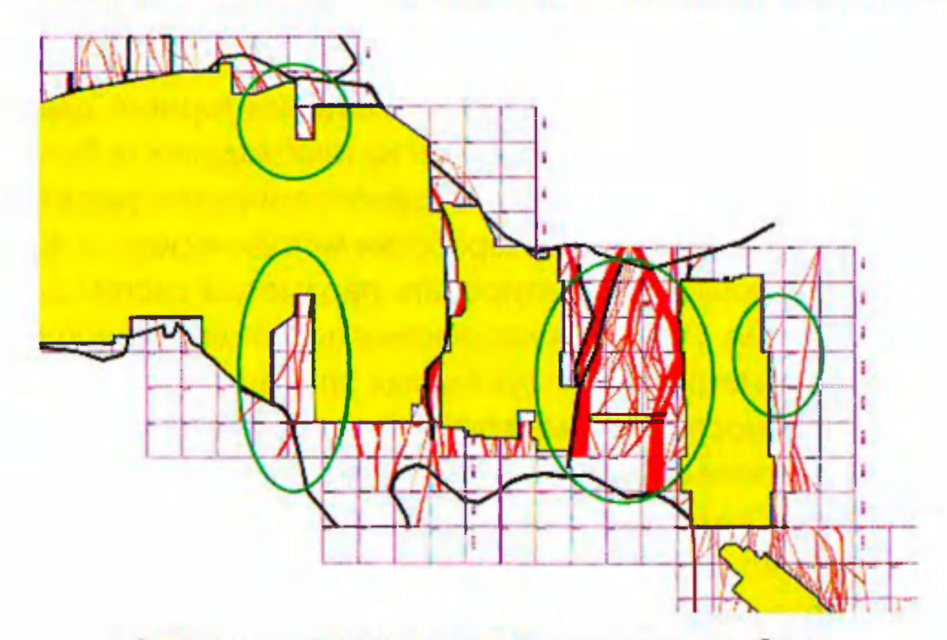


Рисунок 1 – Основная расчетная схема модели

На рис. 2 приведено региональное распределение сжимающих напряжений в рудном массиве. Значения напряжений приведены в МПа.

Локальное распределение сжимающих напряжений в рудном массиве на участках № 1, 2 приведено на рис. 3, а на участках № 3, 4 приведено на рис. 4.



Рисунок 2 – Региональное распределение сжимающих напряжений в рудном массиве

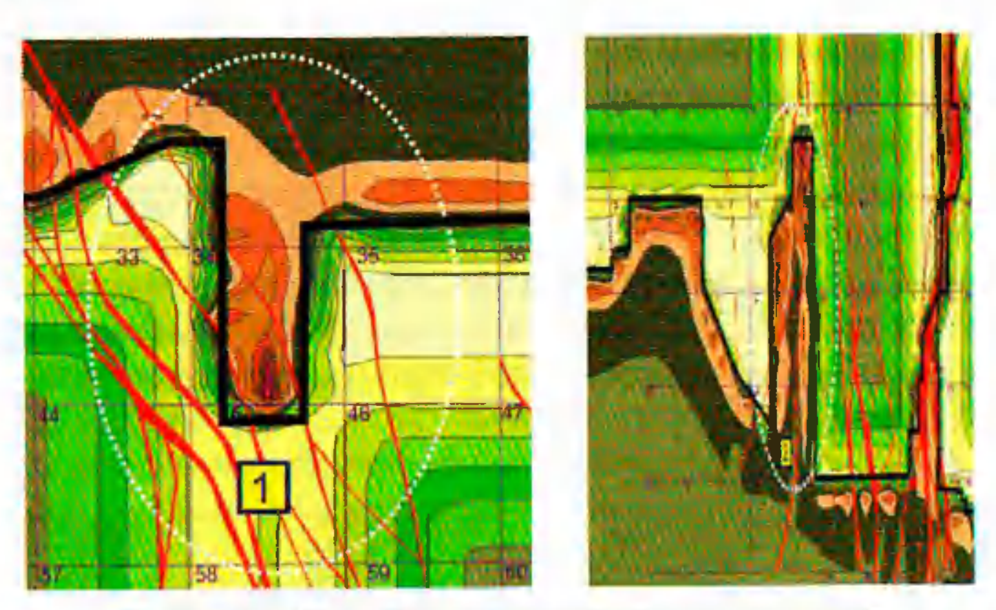


Рисунок 3 – Распределение сжимающих напряжений в рудном массиве на участках №№ 1, 2

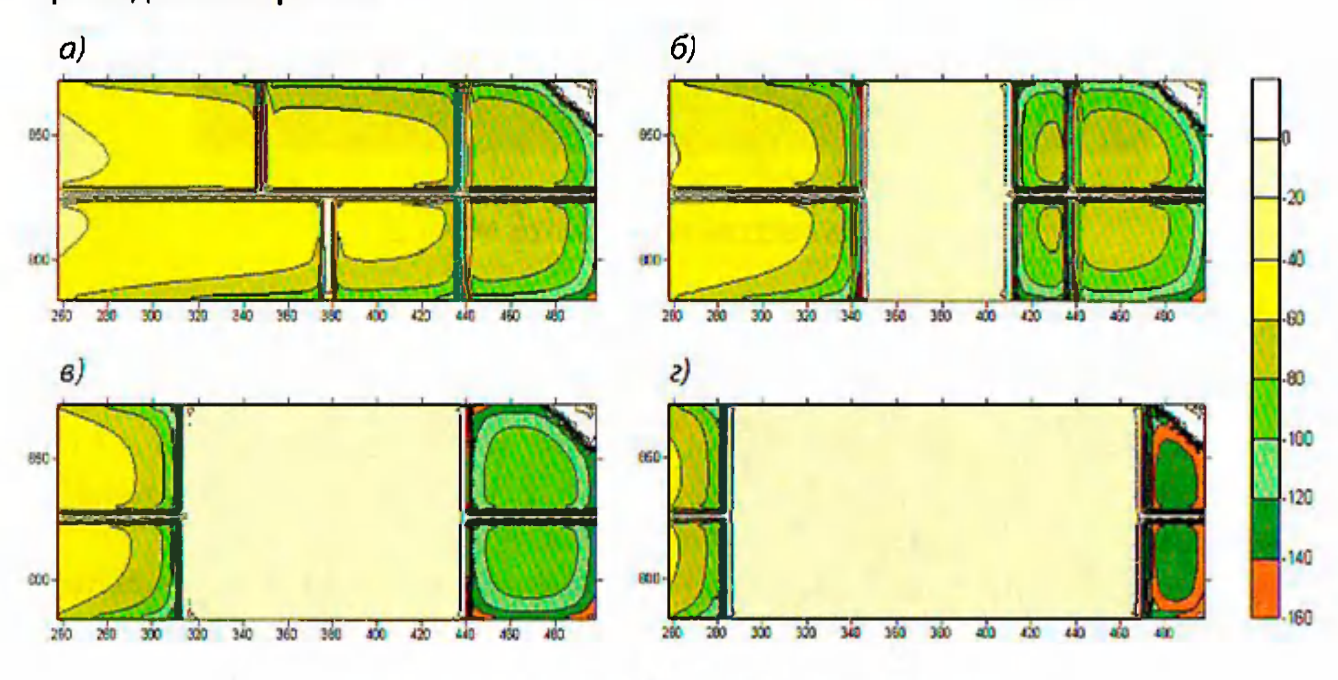


Рисунок 4 – Распределение сжимающих напряжений в рудном массиве на участках №№ 3, 4

Наличие в пределах исследуемых участков рудного массива тектонических нарушений 2 типа (с открытыми швами или швами с заполнителями) приводит к неравномерному волнообразному перераспределению напряжений с формированием зон с повышенными концентрациями напряжений между швами тектонических нарушений, а также швами нарушений и выработанными пространствами. Наиболее четко эта закономерность прослеживается в РМ-1 на участках 1 и 2 (рис. 3), где уровень напряжений варьирует от 40 до 80 МПа, достигая на выступающих частях критических по удароопасности значений, превышающих 0,7 от предела прочности руды на одноосное сжатие [2]. Ухудшение геомеханической обстановки будет происходить в случае снижения несущей способности разделительного массива РМ-1 путем уменьшения его коэффициента формы.

На участке 3 (рис. 4) несмотря на наличие мощных тектонических структур уровень напряжений не превышает критических значений, что объясняется значительной шириной рудного массива между выработанными пространствами. Вместе с тем необходимо осуществлять контроль за напряженным состоянием рудного массива при увеличении отработки и расконсервации швов тектонических нарушений. На участке 4 (рис. 4), несмотря на невысокий уровень напряжений, следует ожидать постепенного ухудшения геомеханической обстановки по мере сокращения целика между очистными работами и передовым тектоническим нарушением.

Результаты моделирования влияния доработки запасов в разделительном массиве РМ-1 на напряженное и удароопасное состояние целиков приведены на рис. 5.



а) текущее состояние работ, б) отработка 6 лент,
в) отработка 12 лент, г) отработка 18 лент

Рисунок 5 – Изменение вертикальных сжимающих напряжений при доработке РМ-1 расходящимися фронтами

Результаты моделирования показывают, что доработка РМ-1 фронтом на массив будет проходить в благоприятных геомеханических условиях при вариантах а, б, в. При варианте г рудный доработка РМ-1 на массив будет осуществляться в поле с высокими градиентом напряжений, связанного с увеличением закладочного массива. Ведение работ на сокращающийся рудный целик уже при формировании 6 лент (вар. б) будет проходить в поле с напряжениями превышающими 0,7 от предела прочности руды на одноосное сжатие. Для более безопасной и эффективной доработки РМ-1 по видимому необходимо рассмотреть другие альтернативные варианты.

Таким образом, на сегодняшний день перспективным видится применение современных компьютерных технологий, позволяющих использовать математическое моделирование для описания процессов, происходящих при разработке месторождений, в части оценки напряженно-деформированного состояния, и степени удароопасности разрабатываемых участков шахтных полей в зонах влияния тектонических нарушений, направленное на учет широкого диапазона горно-геологических и горнотехнических условий ведения горных работ и базирующееся на пространственном математическом моделировании геомеханических процессов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Петухов И.М., Линьков А.М., Сидоров В.С. Расчетные методы в механике горных ударов и выбросов. Справочное пособие. М.: Недра. 1992. 256 с.

2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подъемных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (РД 06-329-99). – М.: ГУП «Научно-технический центр по безопасности промышленности Госгортехнадзора России», 2003.

А.Н. Шабаров, В.А. Звездкин (НМСУ «Горный»)
Р.Б. Галаов, Ю.Н. Наговицин (ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»)

К ВОПРОСУ ИССЛЕДОВАНИЯ И ВЫЯВЛЕНИЯ ТЕКТОНИЧЕСКИ ОПАСНЫХ ЗОН ТАЛНАХСКОГО РУДНОГО УЗЛА

Частным случаем геодинамически опасных зон являются тектонически напряженные зоны, отличающиеся повышенными напряжениями и повышенной склонностью к горным ударам и другим динамическим проявлениям горного давления. Тектонически напряженные зоны являются естественным элементом блочной структуры массива горных пород. Их образование непосредственно связано с формационными процессами на разных стадиях эволюции земной коры, формирующими разнообразные физико-механические и структурные неоднородности в горных породах. Ведущим фактором процессов является интенсивный энергомассоперенос, определяющий изменение структуры горного массива, проявление аномалий физических и гидрохимических свойств пород.

Достаточно высокие прочностные и деформационные характеристики горно-геологического комплекса Октябрьского и Талнахского месторождений позволяют классифицировать их как жесткохрупкие домены, чутко реагирующим на изменение баланса внешних сил. В геодинамическом плане домены представляют упругую среду, характеризующейся повышением сейсмоактивности доменов при отработке рудоносной части интрузии.

О явном прослеживании в формировании блочной структуры Талнахского рудного узла «дизъюнктивного» следа может служить геологический разрез рудной интрузии, приведенный на рисунке 1.

Как следует из приведенного на рисунке разреза, рудная интрузия представляет собой блоковую структуру просадочного характера, в которой прослеживаются геологические разломы сбросового и взбросового вида с различным сочетанием величин амплитуды и угла падения тектонических нарушений. При этом разнонаправленные и сопряженные дизъюнктивы формируют различные формы блоков: от прямоугольных, трапециевидных до клиновидных.

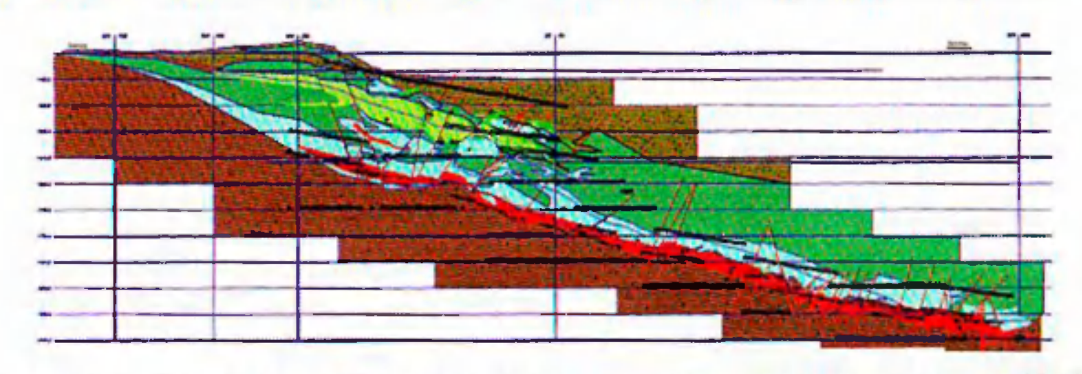


Рисунок 1 – Геологический разрез вкрест простирания рудной залежи Х-1(0) Талнахского рудного узла (рудник «Октябрьский»)

С точки зрения геодинамики особое значение имеет роль тектонических разрывов в перераспределении напряжений в массиве горных пород с формированием тектонически напряженных зон. Подобные зоны возникают как в процессе образования разрывов, так и на стадии перемещения по неровным поверхностям сместителей дизъюнктивов. К геомеханическим аспектам тектонически напряженных зон следует отнести способность горных пород накапливать механическую энергию (упругость) и наличие дополнительных напряжений техногенной или тектонической природы. При этом многие исследователи, отмечают, что геодинамическая опасность блоковых структур существенно зависит от угла падения плоскости сместителя дизъюнктива.

Действительно, плоскость тектонического разрыва при выходе смежных блоков из условия предельного равновесия можно представить как наклонную плоскость, а условие предельного равновесия блоков определяется не только внешними силами и контактными условиями, но и углом наклона плоскости разрыва. Из анализа условия предельного равновесия системы блоков видно, что чем больше угол наклона плоскости или угол падения плоскости сместителя, тем быстрее нарушается баланс удерживающих и сдвигающих сил. С этих позиций статистический анализ величин угла падения разрывов Талнахского рудного узла показал, что их распределение подчиняется нормальному закону и в среднем угол падения разрывов составляет 67 градусов, что позволяет охарактеризовать блоковые системы Талнахского рудного узла по этому фактору как неустойчивые.

Статистический анализ величин амплитуды разрыва, второй наиболее динамичной характеристики разрыва, показал, что распределение величин подчиняется экспоненциальному закону. Такое распределение говорит о том, что механизм формирования тектонической структуры Талнахского рудного узла представлял собой многофакторный процесс и был связан не только с исходной тектонической структурой объекта, его физико-механическими свойствами и реологией, но и с проявлениями систем внешних сил, приложенных к рассматриваемому геологическому массиву. При этом, как показывает распределения величин амплитуды разрывов, блочная система Талнахского рудного узла характеризуется сравнительно небольшой величиной амплитуды разрыва, в среднем составляющей 8,8 м. Такие дизъюнктивы, как правило, представляют собой локализованную неразвитую плоскость, чаще защемленную с одной или нескольких сторон. Это обуславливает высокую концентрацию напряжений, которая реализуется в виде хрупкого разрушения горных пород с выбросом энергии во внешнюю среду.

Примером такой среды может служить блоковая структура «Большого Горста» рудника «Таймырский». Как следует из приведенного на рисунке 2 разреза, при выходе блоковой структуры из условия равновесия отмечается тесное группирование сейсмособытий вокруг небольших дизъюнктивов, а также в защемленных блоках.

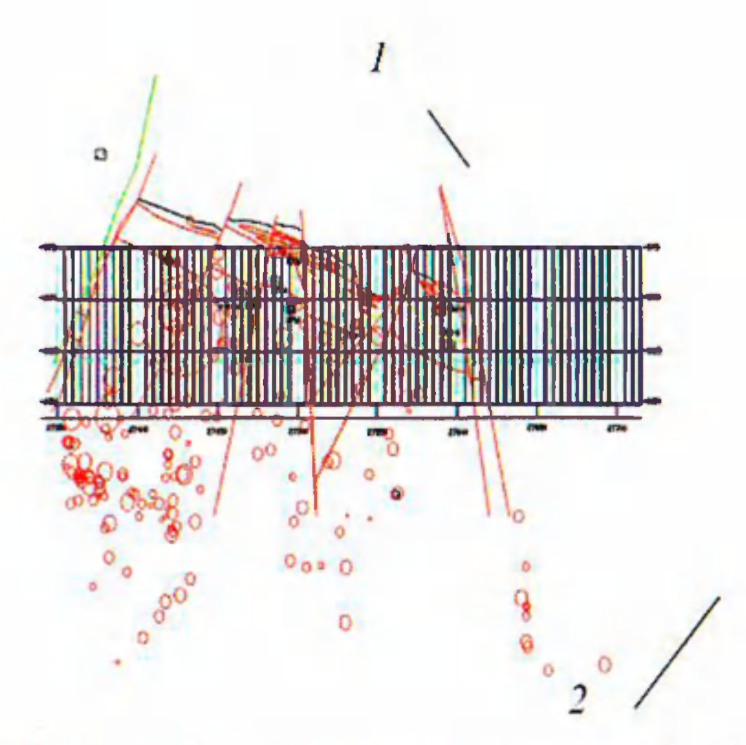
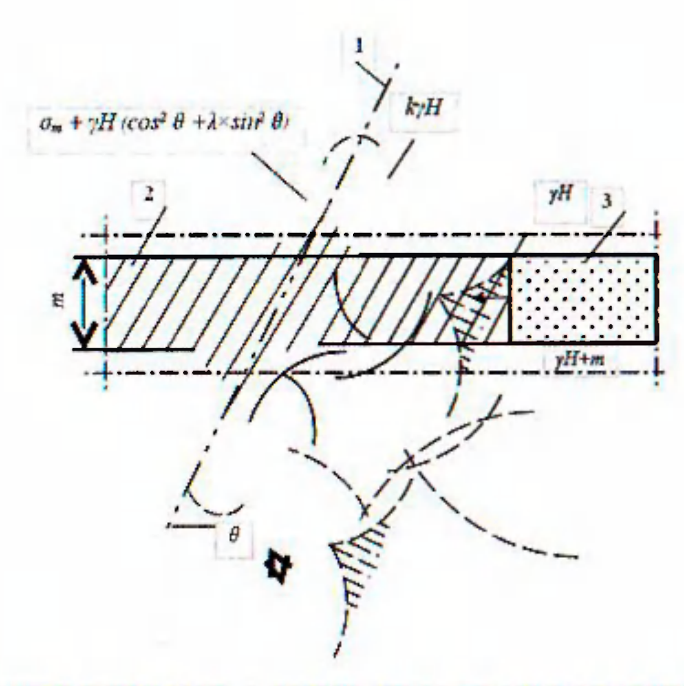


Рисунок 1 – Геологический разрез вкрест простирания рудной залежи X-1(0) Талнахского рудного узла (рудник «Октябрьский»)

Активность блоковых структур с таким характеристиками подтверждается и отработкой разделительного массива РМ-1 рудника «Октябрьский». Гипоцентры сейсмических событий дислоцировались преимущественно в тектонических блоках и тяготели к разрывам горной среды. (При этом прослеживается устойчивая связь между частотой появления сейсмических событий и степенью подработки блоковой структуры; при увеличении пролета отработки панелей разделительного массива возрастает частота появления сейсмических событий в районе разрывов с тенденцией смещения гипоцентров в почву рудной залежи.

Геодинамическая ситуация в структурно-нарушенной геологической среде Талнахского рудного узла может быть осложнена подработкой массивов горных пород, ослабленных первичной трещиноватостью или наведенной трещиноватостью под воздействием более поздних экзогенных или эндогенных процессов. При сжатии, растяжении или сдвиге таких массивов происходит накопление упругой энергии, которая при предельных деформациях может внезапно высвобождаться. «Разрядка» или сброс накопленной упругой энергии во внешнюю среду может происходить всего за 10-15 секунд (редко за 40-60 секунд) и вызывать разрушение горных пород. Разрушение горных пород в результате сброса упругой энергии может происходить в результате изменения формы и объема горной среды, вызванного образованием техногенных трещин или прорастанием природных трещин или длительных движений в районе разлома. Сброс упругой энергии с тяжелыми последствиями для горных работ может проявляться и при подработке первичных контракционных трещин или залеченных дорудных трещин, которые можно представить в виде гнездово-вкрапленных текстур (рис. 3).

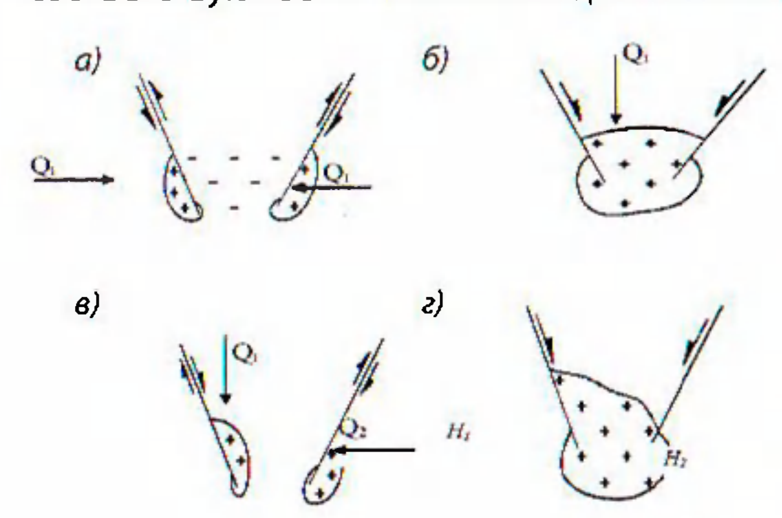


1 – дорудная трещина, 2 – рудное тело, 3 – закладочный массив

Рисунок 3 – Формирование поля напряжений при подработке залеченных дорудных трещин

Последние находятся в анизотропном поле напряжений, образованным генезисом рудной интрузии и гравитационными силами. Напряжения, образованные перераспределением поля первичных напряжений при ведении очистных работ (опорное давление), приводят к повышению сдвигающей компоненты напряжений в залеченной структуре массива и снижению сил, удерживающих структуру массива в равновесии.

Как показали инструментальные и лабораторные исследования, выполненные применительно к блоковым структурам Талнахского рудного узла, напряженно-деформированное в наиболее сложном и опасном состоянии могут находиться клиновидные структуры. Это связано с тем, что условия залегания граничных нарушений клина предопределяют разнообразные формы взаимодействия составляющих блоков пород. При этом возможны варианты деформации клина, в зависимости от приложения сил, которым соответствуют области локализации тектонически напряженных зон (рис. 4).



«+» – тектонически напряженные зоны,
«–» – разгруженные зоны

Рисунок 4 – Схемы формирования тектонически напряженных зон в клиновидных структурах

Как следует из схем силового взаимодействия клиновидных структур по граничным условиям, которые, в первом случае (а) внутренний блок стремится «выдвинуться» из клина, создавая тем самым зону относительной разрядки напряжений в основании блока. Повышение напряжений с образованием тектонически напряженной зоны происходит во внешних блоках на участках замыкания разрывов. Во втором случае, схема (б) отражает формирование наиболее интенсивной и опасной тектонически напряженной зоны, когда деформирующие усилия направлены внутрь клина. В этом случае тектонически напряженная зона охватывает внутреннюю часть клина, области замыкания разрывов и прилегающую часть массива. В третьем случае схема (с) отвечает разнонаправленному смещению по граничным разрывам. При этом деформации связаны с «разворотом» внутреннего блока, в результате которого тектонически напряженные зоны расположены с внутренней стороны одного разрыва и с внешней другого. Эффект разворота внутреннего блока с соответствующим воздействием на соседние блоки, также возникает, если амплитуда смещения по граничным разрывам значительно отличается (д).

Таким образом, приведенные геолого-структурные и геодинамические особенности Талнахского рудного узла не исключают появление тектонически напряженных зон в районе разрыва геологической среды, подработка которых может сопровождаться динамическим сбросом энергии во внешнюю среду.

В связи с этим для решения проблемы безопасной отработки тектонически напряженных рудных залежей Октябрьского и Талнахского месторождений необходимо более раннее обнаружение зон с не реализованными тектоническими напряжениями впереди забоев горных выработок.

Для решения этой задачи в отечественной и зарубежной практике применяются методы оценки напряженно-деформационного состояния массива горных пород, которые подразделяются на две существенно отличающиеся группы. К первой группе относятся геофизические методы, в которых для качественной оценки или прогноза напряженно-деформированного состояния массива горных пород используются вариации естественных или наведенных искусственно геофизических полей, ко второй группе – инструментальные методы.

Для прогноза зарождения тектонически опасных зон Талнахского рудного узла рекомендуется использовать геофизические методы с использованием вариации естественных или наведенных искусственно геофизических полей, разработанные для условий Октябрьского и Талнахского месторождений, а именно, микросейсмический метод, электрометрический и вибросейсмический методы [1].

Микросейсмическим методом проводится анализ величин энергии сейсмособытий по прогнозным картам и расположению гипоцентров сейсмособытий на разрезах в районах разрывов горной среды. Электрометрическим и вибросейсмическим методами устанавливается категория удароопасности участков блоковых структур в районе разрыва горной среды.

При применении микросейсмического метода к признакам зарождения тектонически напряженной зоны следует относить появление в районе разрыва единичных сейсмических событий с энергетическим уровнем более 4500 Дж и уровня сейсмической активности блоковых структур, характеризующимся значением параметра F более 80. При появлении этих признаков необходимо проводить контроль напряженного состояния при разрывных участков блоков инструментальными методами.

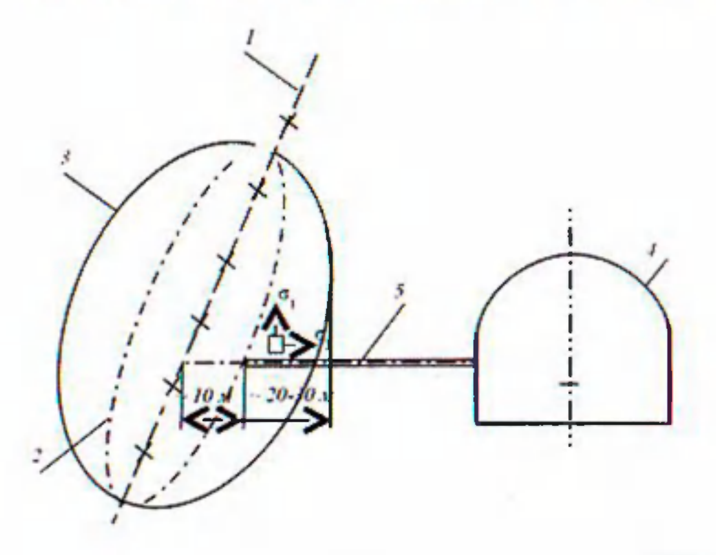
Как было отмечено выше, подавляющее количество потенциально опасных зон возникает около разрывов горной среды.

При этом подобные зоны могут локализоваться на определенных участках тектонических нарушений в строгой зависимости от направления главных напряжений. Ориентировка главных напряжений, являющаяся одним из основных параметров напряженного состояния массива, определяет основные направления деформации пород, и в том числе перераспределение напряжений и локализацию напряженных участков в зоне образовавшегося разрыва. Поэтому в пределах единого блока, характеризующегося неизменной ориентацией главных напряжений, контрастность тектонически напряженных зон будет изменяться в зависимости от пространственной ориентировки нарушений. Так, вдоль сместителей, перпендикулярных максимальному сжимающему напряжению, будут возникать наиболее интенсивные тектонически напряженные зоны, а вдоль сместителей, перпендикулярных минимальному сжимающему напряжению – наименее интенсивные.

Таким образом, на основе данных об ориентировке структурообразующих разрывов, величин главных напряжений и направления смещения по сместителям нарушений устанавливается степень опасности тектонически напряженных зон.

Степень опасности тектонически напряженных зон блоковых структур Талнахского рудного узла рекомендуется проводить по следующей методике.

В выработках, пройденных в субпараллельном направлении плоскости простирания тектонического нарушения, оборудывается замерная станция, примерная конструкция которой представлена на рисунке 9.



1 -разрыв,
2- зона разгрузки,
3 – зона пригрузки или тектонически напряженная зона ,
4 – выработка,
5- скважины,
σ1, σ3 – главные напряжения

Рисунок 9 – Примерная типовая схема замерной станции для определения главных напряжений

Паспорт замерной станции, который должен включать в себя:

– схему замерной станции;

– раздельные или совмещенные маркшейдерские и геологические планы и разрезы с нанесением местоположения станции относительно тектонического нарушения (X, Y, Z в координатной системе рудника), с указанием даты и времени начала и окончания бурения скважин;

– пространственные параметры скважин (длина, угол наклона, азимут, диаметр скважины)

– описание состояния выработки в непосредственной окрестности замерной станции;

– формы проявления горного давления при бурении скважин.

Определение значений главных напряжений σ_1 и σ_3 тектонически напряженной зоны и их анализ проводится в следующей последовательности.

По горизонтальной скважине замерной станции определяется максимальная вертикальная составляющая тензора напряжений (σ_1). При оценке тензора напряжений методом дискования керна горизонтальная составляющая тензора напряжений определяется аналитически из уравнения

$$\sigma_3 = \left(\frac{\mu}{1-\mu}\right) \times \sigma_1, МПа, \qquad (1)$$

где σ_3 – максимальная горизонтальная составляющая тензора напряжений, МПа;

σ_1 – измеренная максимальная вертикальная составляющая тензора напряжений, МПа;

μ– коэффициент Пуассона. По полученным значениям главных напряжений, определяется максимальное значение нормальных напряжений и направление их действия.

Значение максимальных нормальных напряжений определяется по формуле

$$\sigma_н = \sqrt{(\sigma_1^2 + \sigma_3^2)}, МПа \qquad (2)$$

Направление действия максимальных нормальных напряжений определяется по формуле

$$\beta = a\,\mathrm{rctg}\frac{\sigma_3}{\sigma_1}, градус \qquad (2)$$

Опасность максимальных нормальных напряжений по фактору динамических форм разрушения горных пород (руды) определяется по сопоставлению их значений с пределом прочности горных пород (руды) на одноосное сжатие с использованием неравенства вида

$$\sigma_н \geq 0{,}7 \times [\sigma_{сж}] \qquad (4)$$

где $[\sigma_{сж}]$ – предел прочности горных пород (руды) на одноосное сжатие, МПа.

Опасность направления действия максимальных нормальных напряжений по возникновению наиболее интенсивной тектонически напряженной зоны может возникать в случае, когда угол их направления (β) приближается к углу падения плоскости сместителя тектонического нарушения.

Для определения главных напряжений рекомендуются применять инструментальные методы, основанные на исследовании параметров дискования выбуриваемого керна и разрушения стенок скважин.

В основу метода дискования керна, который для условий Октябрьского и Талнахского месторождений принят за базовый, положена оценка напряжений, которые вызывают деформации сдвига или отрыва [2]. При этом диски различной толщины образуются в результате изменения коэффициента концентрации напряжений на забое кольцевой обуревающей щели. Характер разрушения керна зависит от соотношений между осевыми и радиальными напряжениями на контуре скважины и уровня напряженности пород. Чем больше радиальные напряжения, тем интенсивнее процесс разделения керна на диски. Диски имеют, как правило, выпукло-вогнутую (реже плоскую) форму с выпуклостью в направлении массива. Иногда они выходят, не отделившись до конца, друг от друга, а границы между ними видны по кольцевым трещинам на поверхности кернов. При этом не следует принимать за диски элементы керна, образовавшиеся вследствие естественной трещиноватости пород или ослабленных контактов.

Область применения метода дискования керна для оценки напряженного состояния пород и руд определяется видом напряженного состояния, уровнем напряженности массива и диаметром выбуриваемого керна. Количественная оценка уровня напряженности массива при видах напряженного состояния от одноосного до гидростатического и диаметре керна от 20 до 50 мм возможна в интервале максимальных напряжений, изменяющимися от 0,6 до 3,5 предела прочности горных пород на одноосное сжатие.

Для бурения керновых скважин необходимо буровое оборудование с характеристиками режима бурения: скорость вращения бурового става 350-450 об/мин, усилие подачи 1МПа, скорость бурения 1-2 см/мин, количество воды, подаваемой на забой скважины – 3-7 л/мин. Для бурения рекомендуются применять керновые полусферические коронки диаметром 59 мм.

Расчет величин нормальных напряжений по керновым скважинам проводится по формуле

$$\sigma_н = 0{,}5 \times \sqrt{\frac{d_k}{t_d}} \times \sigma_{сж}\text{, МПа,} \qquad (5)$$

где:

d_k – диаметр керна, см;

t_d – толщина диска, см;

$\sigma_{сж}$ – значение предела прочности руды на одноосное сжатие, МПа.

Методом разрушения стенок скважины, в отличие от метода дискования керна, экспериментально определяется как вертикальная, так и горизонтальная составляющие тензора напряжений.

Для определения максимальной вертикальной и горизонтальной составляющая тензора напряжений (σ_1, σ_3,) индикатором разрушения стенок скважины (ИДС-1) проводится измерение топографии стенок скважины

в горизонтальной и вертикальной плоскости. По разрушению стенок скважины в вертикальной плоскости определяется горизонтальная составляющая тензора напряжений, в горизонтальной плоскости – вертикальная составляющая тензора напряжений.

Величины напряжений по степени разрушения стенок скважины определяется по формулам:

$$\sigma_1 = \frac{k_в \sigma_{сж}}{1,5}\left(\frac{2d^г_{изм}}{k_у d_{скв}} - 0,5\right), МПа, \qquad (6)$$

$$\sigma_3 = \frac{k_в \sigma_{сж}}{1,5}\left(\frac{2d^в_{изм}}{k_у d_{скв}} - 0,5\right), МПа, \qquad (7)$$

где $d^г_{изм}$ – измеренный диаметр скважины в горизонтальной плоскости, мм,

$d^в_{изм}$ – измеренный диаметр скважины в вертикальной плоскости, мм.

$k_у$ – коэффициент, учитывающий упругие свойств горных пород. Для условий рудников Норильского месторождения его значение составляет 1,02;

$d_{скв}$ – диаметр скважины, мм;

$k_в$ – коэффициент вариации прочности горных пород. Для условий рудников Талнахского и Октябрьского месторождений его значение составляет 1,25;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности горных пород (руды) на одноосное сжатие, МПа.

Таким образом, проведенная оценка геолого-структурных и геодинамических особенностей позволяет констатировать, что Талнахский рудный узел обладает признаками потенциальной опасности появления тектонически напряженных зон в районе разрыва геологической среды, и при ведении очистных работ не исключается вероятность динамического сброса энергии во внешнюю среду. В связи с этим для повышения безопасности горных работ рудников Талнахского рудного узла необходим мониторинг напряженного состояния блоковых структур с выявлением на ранней стадии опасных тектонически напряженных зон.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Указания по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных к горным ударам. Норильск, 2001, – 107 с.

2. Методические указания по прогнозу степени удароопасности массива горных пород руды и угля по разделению керна на диски и выходу буровой мелочи. Л., ВНИМИ, 1985, –24 с.

С.С. Пугачев, П.А. Корчак, С.А. Жукова (ОАО «Апатит»)

АНАЛИЗ СЕЙСМИЧНОСТИ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ ОАО «АПАТИТ» ЗА 2011 ГОД

Месторождения апатит-нефелиновых руд Хибинского массива Кукисвумчоррское, Юкспорское, «Апатитовый Цирк» и «Плато Расвумчорр» отрабатываются рудниками комбината ОАО «Апатит» им. С.М.Кирова.

В результате многолетних техногенных воздействий происходит частичное разрушение горных пород, что приводит к потере устойчивости Хибинского массива. Для выявления зон повышенной сейсмоактивности в массиве с целью обеспечения безопасности горных работ Центром геофизического мониторинга (ЦГМ) ОАО «Апатит» выполняются геодинамические наблюдения на подземных Объединенном Кировском и Расвумчоррском рудниках.

В сейсмической сети используются сейсмометры производства ИФЗ РАН (г. Москва), причем сама сеть развернута на базе телеметрической системы сбора сейсмической информации (ТСС), которая была разработана сотрудниками НПО «Системотехника» (г. Иваново). В состав ТСС входят: часы, синхронизируемые GPS; центральный управляющий компьютер; сейсмоконтроллеры; телеметрические боксы; устройства бесперебойного питания боксов, сейсмометры S1073, S2123 (рисунок 1).

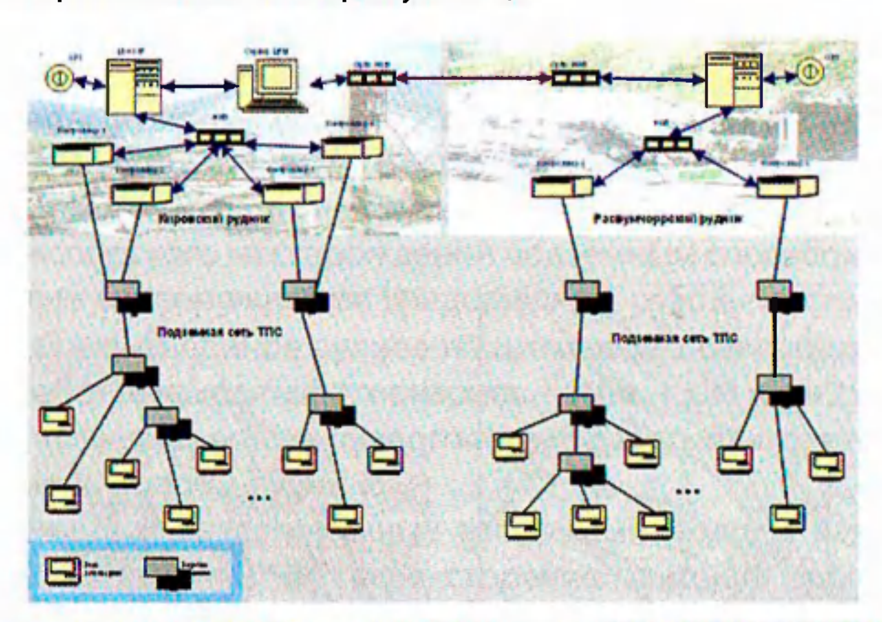


Рисунок 1 – Схема телеметрической системы сбора ЦГМ ОАО «Апатит»

Расстояние между сейсмопунктами 300–400 м. Регистрация сейсмических событий с вероятностью не ниже 0.8 обеспечивается в энергетическом диапазоне 1.0E+03 – 1.0E+09 Дж.

Результаты геодинамических наблюдений передаются в службы прогноза и предупреждения горных ударов (СППГУ) Объединенного Кировского и Расвумчоррского рудников в виде карт устойчивых зон повышенной сейсмичности.

Расвумчоррский рудник

Месторождения апатит-нефелиновых руд Хибинского массива «Апатитовый Цирк» и «Плато Расвумчорр» отрабатываются рудниками ОАО «Апатит». Первое – подземным Расвумчоррским рудником, второе – карьером Центрального рудника. Рудники расположены в зоне активного взаимного влияния (выработки подземного рудника – в бортах карьера и под дном, отвалы карьера – на поверхности над подземными выработками). Наибольшую нагрузку испытывает зона стыковки подземного рудника и карьера. Проявления горного давления фиксируются в этой зоне чаще, чем на противоположных флангах шахтных полей. В пределах месторождений выявлено несколько тектонических разломов, наиболее крупные из которых: наклонные разломы в висячем и лежачем боках рудного тела. Массив зоны стыковки и район рудоспусков Центрального рудника характеризуется породами блочной структуры, причем трещины зачастую заполнены цеолитом. Имеет место ряд зон шпреуштейнизации мощностью от 1 до 15 м. Современные горные работы и действующие тектонические процессы приводят к перераспределению напряжений и накоплению потенциальной энергии, которая преобразуется в кинетическую, в виде геодинамических процессов (подвижки по ранее ослабленным тектоническим нарушениям и растрескивание массива). В подземных выработках геодинамические процессы приводят к различным формам проявлений горного давления и раскрытию трещин, что сопровождается заколообразованием по ранее сформированным плоскостям отрыва /1/.

Изолиниями выделены устойчивые зоны повышенной сейсмичности I и II уровней. В районе стыковки подземного Расвумчоррского и карьера Центрального рудников, были выделены устойчивые зоны повышенной сейсмичности, приуроченные к районам ведения горных работ (рис. 2). Можно отметить, что по сравнению с 2010 годом в районе рудоспуска №6 сейсмичность снизилась. Это может быть связано с малым периодом регистрации сейсмоактивности в 2011 году.

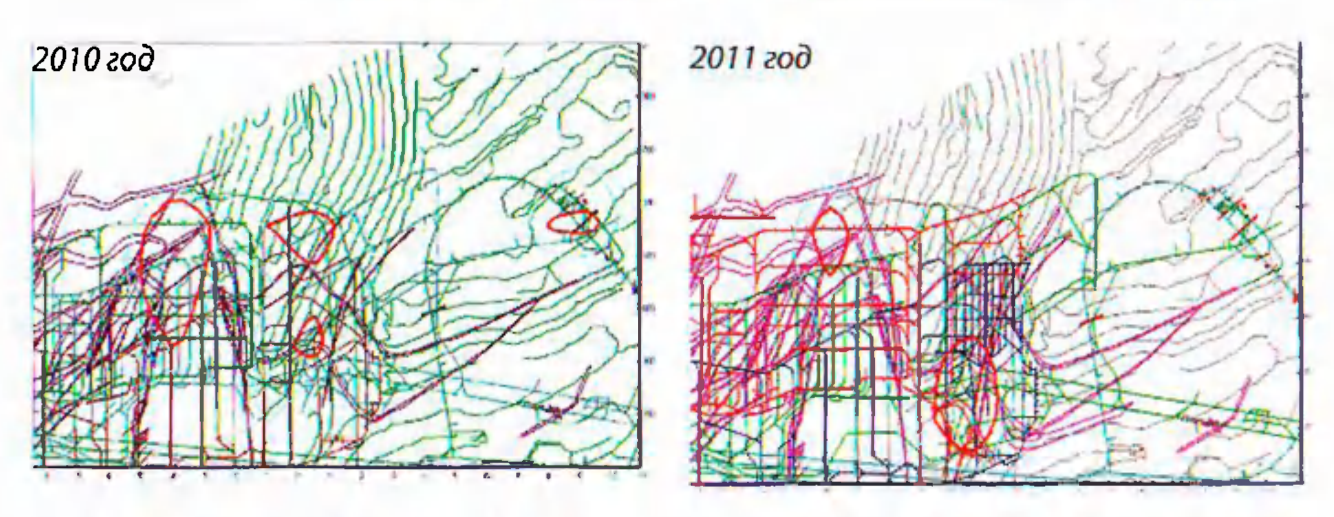


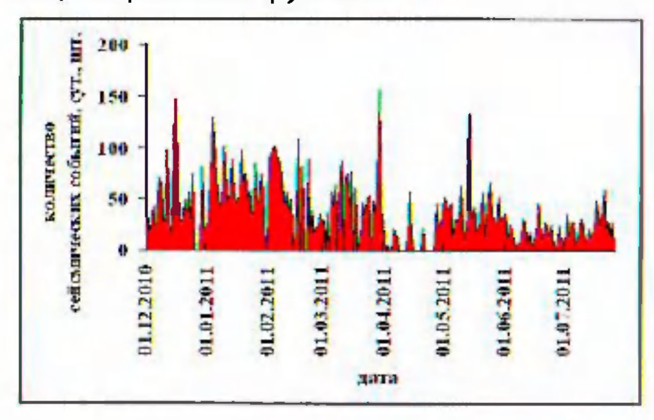
Рисунок 2 – Расвумчоррский рудник. Карты устойчивых зон повышенной сейсмичности, где Зона повышенной сейсмичности I уровня.

*(Среднее + 1*Стандартное отклонение)*

Зона повышенной сейсмичности II уровня.

*(Среднее + 3*Стандартное отклонение)*

Зона стыковки Расвумчоррского и Центрального рудников



Зона рудоспусков

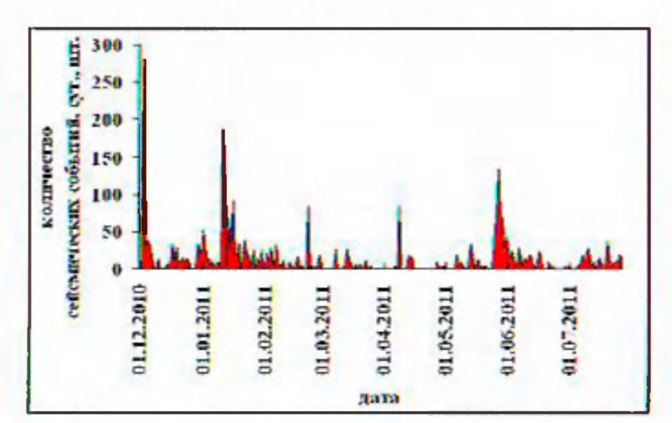


Рисунок 3 – Временное распределение сейсмичности

На рис. 3 представлено временное распределение сейсмичности Расвумчоррского рудника, в зоне стыковке и в районе рудоспусков.

В районе зоны стыковки наблюдается тенденция снижения сейсмичности. Всплески сейсмичности вызваны массовыми взрывами Центрального рудника. Источниками сейсмических событий являются подвижки блоков по многочисленным ранее образованным плоскостям отрыва.

Сейсмичность района рудоспусков также носит техногенный характер. Район активизируется после массовых взрывов Центрального рудника, а также большое влияние на сезонный рост сейсмичности данного района оказывает увеличение обводненности пород в периоды дождей и таяния снега. Причем подвижки происходят по одним и тем же зонам шпреуштейнизации.

Объединенный Кировский рудник

Объединенный Кировский рудник (ОКр) ведет отработку Кукисвумчоррского и Юкспорского месторождений подземным способом с 1929 года. Эксплуатируемые месторождения представляют собой пластолинзообразную залежь и образуют единое рудное тело, имеющее северо-западное простирание. В отработке находятся 4 горизонта: +410м, +320 м и +250м и +172 м. Часть запасов по лежачему боку рудного тела отрабатывается открытым способом Северным карьером рудника.

Окисленные и раздробленные трещинами породы разгружены от тектонических напряжений. Блочное строение, высокие горизонтальные напряжения, прочные хрупкие породы, динамические проявления горного давления позволяют отнести отрабатываемые месторождения к склонным и опасным по горным ударам. Под воздействием, с одной стороны, инженерной деятельности, связанной с разработкой месторождений, а с другой – естественных геологических процессов в земной коре, происходит или реализация внезапных подвижек блоков по разломам относительно друг друга, или прорастание новых трещин внутри блоков, что выражается в виде сейсмических событий различного энергетического уровня /2/.

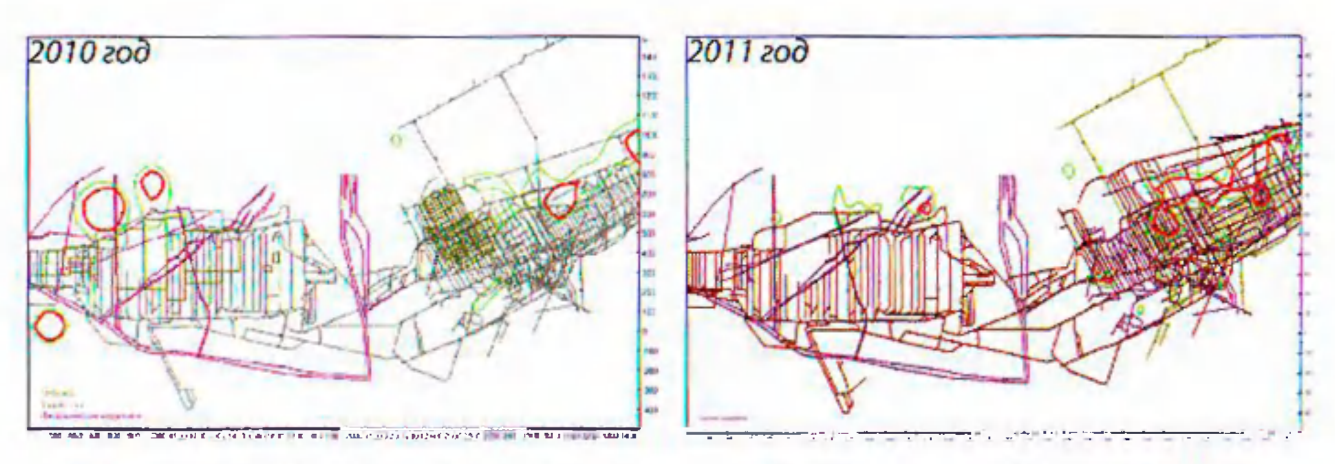


Рисунок 3 – Карта устойчивых зон повышенной сейсмичности за 2010 г. и 2011 г. (с гор. +280 м. по гор. +600 м.) ОКр.

На рис. 3 представлены карты устойчивых зон повышенной сейсмоактивности (с гор.+280 по гор.+600 м) для Объединенного Кировского рудника за два года регистрации сейсмоактивности.

По сравнению с результатами анализа сейсмичности за 2010 г. (рис. 3) можно видеть следующие изменения миграции зон повышенной сейсмичности I и II уровня для Кукисвумчоррского крыла в 2011 г.: изолинии сместились в сторону Саамского карьера и находятся на геологических разломах. Рассматривая расположение зон повышенной сейсмичности I и II уровня для Юкспоррского крыла (с гор.+280 по гор.+600 м) за 2011г. в сравнение с прошлым 2010 г., наблюдается заполнение одного протяженного пространства как изолиниями зон повышенной сейсмичности I, так и изолиниями зон повышенной сейсмичности II уровня.

Устойчивые зоны повышенной сейсмичности II уровня (рис. 3) обусловлены процессами образования трещин скола консоли налегающих пород.

На рис. 4 изображены карты устойчивых зон повышенной сейсмоактивности (с гор. -100 по гор. +280 м) для ОКр за два года наблюдений. Если сравнивать результаты анализа сейсмичности за 2010 г. с результатами анализа сейсмичности за 2011 г., то можно заметить следующие изменения миграции зон повышенной сейсмичности I и II уровня для Кукисвумчоррского крыла за 2011г.: изолинии располагаются строго в районе производственной деятельности и определены к геологическим разломам. Рассматривая расположение зон повышенной сейсмичности I и II уровня для Юкспоррского крыла (с гор. -100 по гор. +280 м) за 2011 г. в сравнение с прошлым 2010 г., можно увидеть, что в районе, который располагается внизу справа от Саамского карьера, остались в наличии только изолинии зон повышенной сейсмичности I уровня. То есть, можно сделать вывод о том, что сейсмоактивность в этом районе снизилась.

Возникновение устойчивых зон повышенной сейсмичности на Кукисвумчоррском крыле связано с ведением горных работ. На Юкспоррском крыле зоны обусловлены образованием трещин скола консоли налегающих пород, что является необходимой составляющей технологического процесса отработки месторождения.



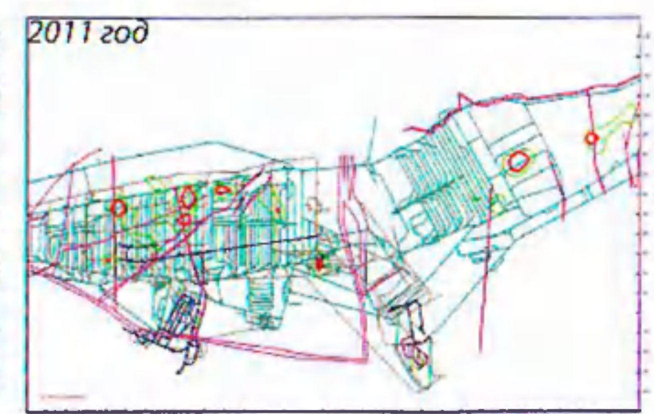


Рисунок 4 – Карта устойчивых зон повышенной сейсмичности за 2010 г. и 2011 г.(с гор. -100 м по гор. +280 м). ОКр.

На рис. 5 представлено временное распределение сейсмичности на Кукисвумчоррском и Юкспоррском крыльях рудника. Наблюдается не стационарность процессов трещинообразования. Всплески сейсмичности являются реакцией массива на взрывы (например, четыре высоких пика на графике (рис. 5) или на обводненность горных пород.

Кукисвумчоррское крыло



Юкспоррское крыло

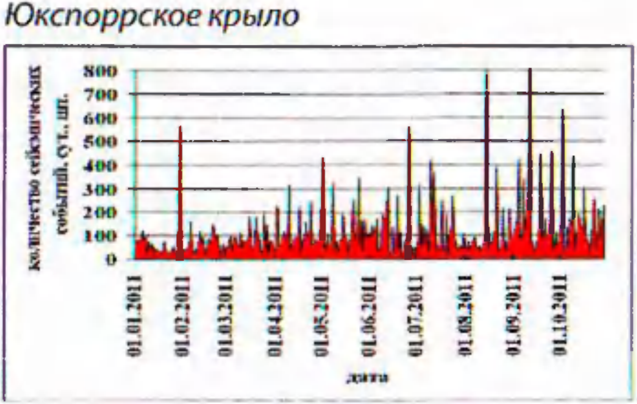


Рисунок 4 – Карта устойчивых зон повышенной сейсмичности за 2010 г. и 2011 г.(с гор. -100 м по гор. +280 м). ОКр.

Активизация сейсмичности на Юкспоррском крыле в августе 2011 г. (рис. 5) вызвана процессами образования трещин скола горы Юкспорр. Наблюдалось обрушение горной массы 6, 9, 13, 15, 25 сентября и 7, 30 октября 2011 г.

Сейсмический режим Объединенного Кировского рудника носит ярко-выраженный техногенный характер. Важным фактором, влияющим на геодинамическую обстановку района, является длительное воздействие на породный массив.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аккуратов М.В., Жукова С.А., ОАО «Апатит», г. Кировск, Козырев А.А., Федотова Ю.В., Горный институт КНЦ РАН, г.Апатиты. Влияние обводненности пород на сейсмичность;

2. Козырев А.А., Мальцев В.А., Федотова Ю.В. и др. Указания по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам (Хибинские апатит-нефелиновые месторождения) – Апатиты-Кировск; 2010., с.8.

В.Э. Асминг (Кольский филиал ГС РАН, г. Апатиты)
С.А. Жукова, П.А. Корчак, (ОАО «Апатит»)

ГЕОДИНАМИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ РАЙОНА ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ОАО «АПАТИТ»

ОАО «Апатит» разрабатывает месторождения апатит-нефелиновых руд в Хибинских горах Мурманской области. В зону производственной деятельности входят два подземных рудника, два открытых карьера, фабрики по обогащению руд, а также хвостохранилища.

Важным фактором, влияющим на геодинамическую обстановку района, является длительное техногенное воздействие на породный массив. В результате добычи руд и наполнения хвостохранилищ значительно изменился рельеф поверхности, нарушены связи тектонических элементов, что привело к потере устойчивости системы блоков и высокому уровню сейсмичности в районах ведения горных работ.

Мониторинг сейсмичности на подземных рудниках осуществляется автоматизированной системой контроля состояния массива (АСКСМ), способной регистрировать геодинамические явления с энергией $>10^2$ Дж, и точностью несколько метров.

Для обеспечения геодинамического мониторинга всей зоны производственной деятельности ОАО «Апатит» создана совместно с Кольский филиал Геофизической службы Российской академии наук (КФ ГС РАН) объединенная система контроля сейсмичности массива (ОСКСМ) (рис. 1). Сейсмическая сеть ОАО «Апатит» состоит из 45 сейсмопавильонов расположенных в подземных выработках рудников. В сейсмической сети используются сейсмометры производства ИФЗ (Москва): акселерометры S1073 и велосиметры S2123, причем велосиметры устанавливаются в периферийных районах для регистрации сейсмических волн от удаленных источников. Сеть КФ ГС РАН состоит из двух станций APA – установленная в здании КФ ГС РАН и AP0 – сейсмическая группа, расположенная в 18 км от г. Апатиты. На станции APA используется широкополосный сейсмометр CMG-3ESP, а AP0 состоит из 9 вертикальных и 2 горизонтальных сейсмометров GS-1.

При объединении сейсмических сетей было разработано следующее программное обеспечение:

1. Конвертеры файлов волновых форм АСКСМ в международный формат CSS 3.

2. Специализированное программное обеспечение обработки волновых форм LORS.

3. Клиент доступа к серверу КФ ГС РАН для передачи волновых форм в ЦГМ в режиме реального времени.

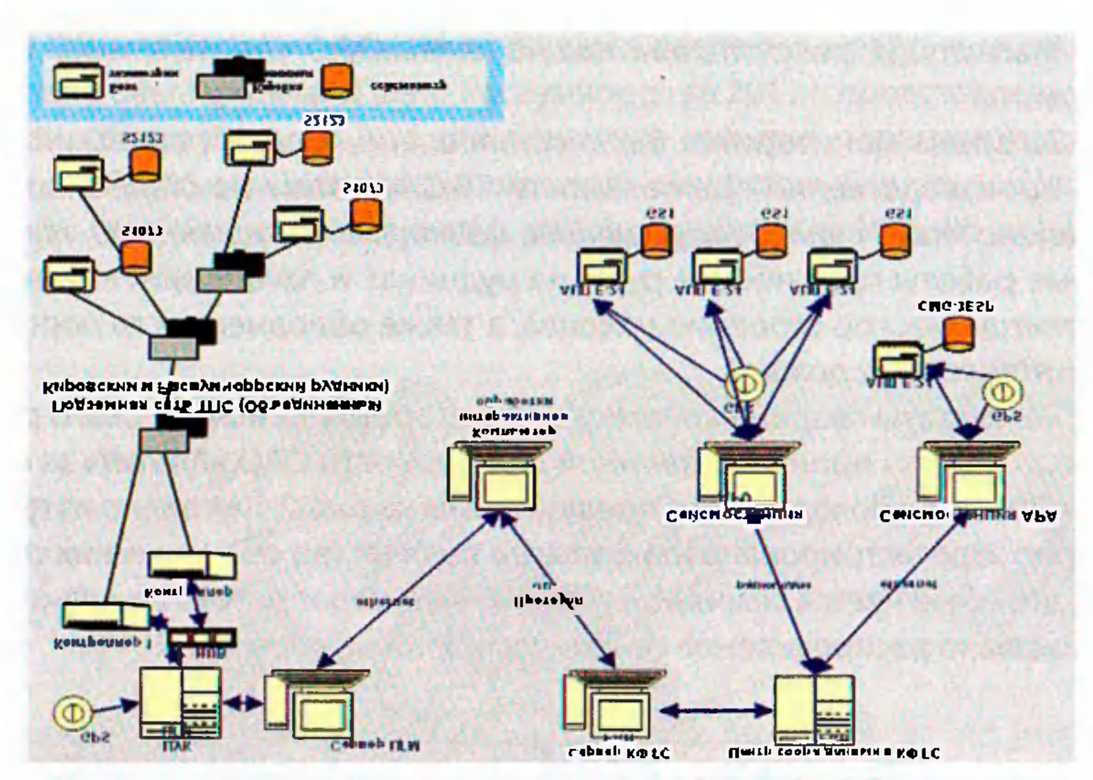
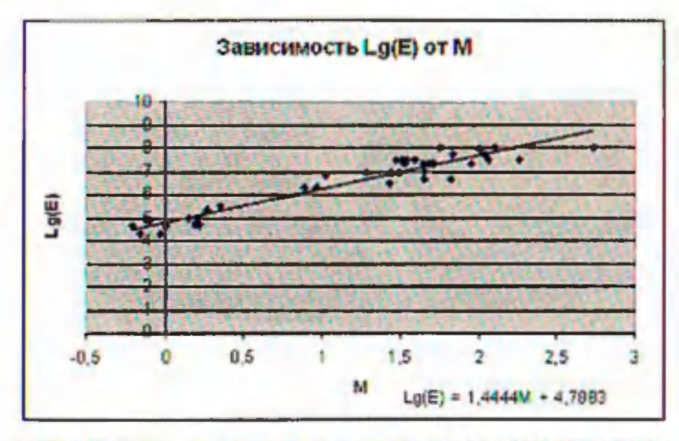


Рисунок 1 – Схема информационного обмена ОСКСМ и ОАО «Апатит»

Также была разработана эффективная скоростная модель для локации геодинамических явлений происходящих в зоне мониторинга.

Задачей ОСКСМ является получение оперативной информации о сейсмическом режиме (координаты сейсмических событий и энергия) в пределах района производственной деятельности ОАО «Апатит». Регистрация сейсмических событий с вероятностью не ниже 0.8 обеспечивается в энергетическом диапазоне 1.0E+07 – 1.0E+14 Дж. Погрешность определения координат эпицентра в районе наблюдений с вероятностью 0.67, находится в диапазоне от 140 до 209 м.

Для определения соотношения между энергией события и магнитудой были проанализированы сейсмических событий, которые произошли в районе Кировского рудника и в районе рудника Расвумчорр. Все события были зарегистрированы системами станций Кировского рудника и Расвумчорра, а также станциями КФ ГС РАН. График зависимости магнитуды (ML) от логарифма энергии (Lg(E)) представлен ниже:



Коэффициент корреляции Lg E с ML R=0,95

Магнитуды, рассчитываемые по сетям ОАО «Апатит» и КФ ГС РАН, согласованы.

За время мониторинга было установлено, что сейсмический режим района производственной деятельности ОАО «Апатит» не стационарен. Это обусловлено наличием возмущающих факторов: техногенных, таких как взрывные работы при отбойке руды на рудниках и природных – геологическое и тектоническое строение массива, а также обводненность пород в периоды интенсивных дождей.

Результаты геодинамического мониторинга сейсмического режима в пределах района производственной деятельности ОАО «Апатит» за период с января 2011 г. по ноябрь 2011 г. представлены на рис. 2. Как видно из графика, в мае было зарегистрировано наибольшее количество сейсмических событий (43 шт.), это объясняется сезонным увеличением водопритока на рудниках. На рис. 3 показано распределение сейсмических событий за май 2011 г.

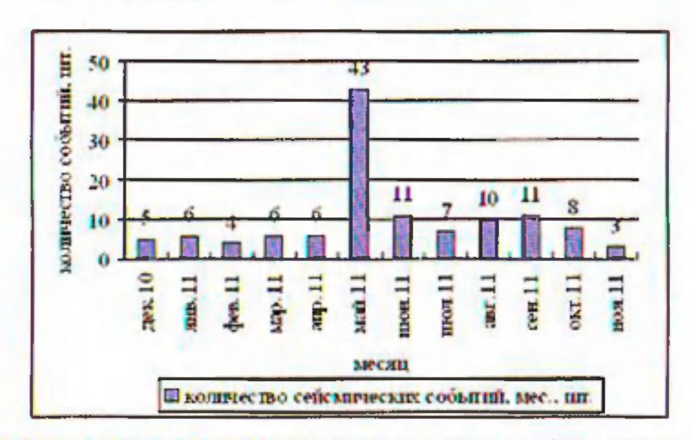


Рисунок 2 – Гистограмма сейсмичности Хибинского массива за период с 01.12.10-31.11.11 гг.

Наибольшее число геодинамических явлений – 18 шт. приходится на Центральный рудник (месторождение «Плато Расвумчорр»). Горные работы в этом районе ведутся открытом способом, следующий за ним по количеству событий (13 шт.) подземный Расвумчоррский рудник месторождение «Апатитовый цирк». На сейсмоактивность этих рудников влияют особенности геологического строения и гидрогеология данных районов.

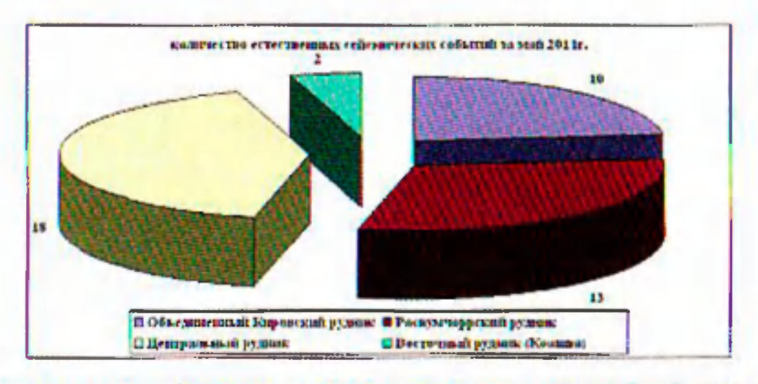


Рисунок 3 – Диаграмма распределения количества естественных сейсмических событий за май 2011 г. в пределах района производственной деятельности ОАО «Апатит»

Динамические проявления горного давления в районе месторождений «Апатитовый цирк» и «Плато Расвумчорр» за 2011 г. представлены на рис. 4. На данной карте видно, что сейсмические события, зарегистрированные системой ОСКСМ в районе месторождений «Апатитовый цирк» и «Плато Расвумчорр», приурочены не только к району рудоспуска № 6, но и к карьеру Центрального рудника.



Рисунок 4 – Карта сейсмических событий в районе месторождений Апатитовый цирк и плато Расвумчорр за 2011 г.

На рис. 5 показано распределение сейсмических событий, зарегистрированных системой ОСКСМ с 1 января 2011 г. по 29 ноября 2011 г. в пределах района производственной деятельности ОАО «Апатит».

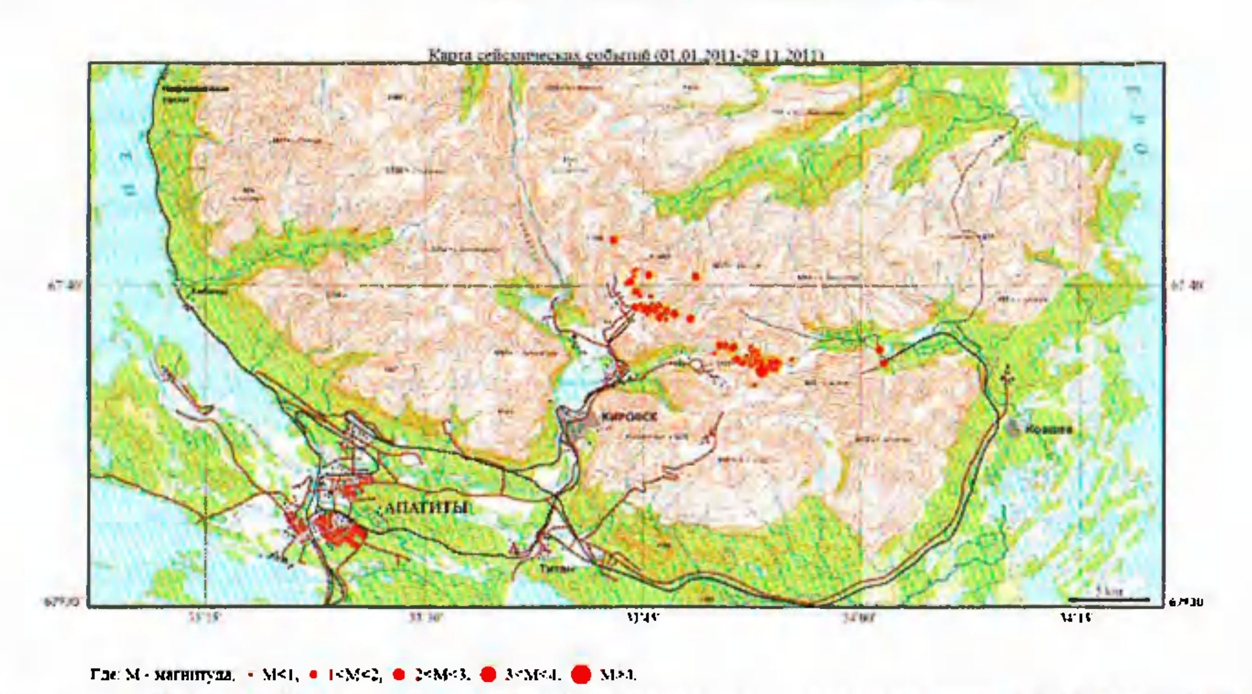


Рисунок 5 – Карта сейсмических событий, зарегистрированных за период 1.01.11-29.11.11 гг. в пределах района производственной деятельности ОАО «Апатит»

Сейсмические события, происходящие в центральной части Хибинского массива (рис. 5), объясняются перераспределением напряжений в массиве горных пород, которые происходят под воздействием крупномасштабных горных работ. Причем эти перераспределения происходят не только при выемке руды, но и при отсыпке отвалов, образовании хвостохранилищ обогатительных фабрик. Происходит активизация сейсмических процессов в районе производственной деятельности ОАО «Апатит», что является причиной изменения сейсмического режима и проявляется в росте сейсмичности.

А.А. Еременко, В.А. Еременко (ИГД СО РАН)
В.А. Штирц, В.У. Пашко, Е.Н. Щептев (ОАО «Евразруда»)

ОТРАБОТКА УДАРООПАСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В УСЛОВИЯХ АНОМАЛЬНО ВЫСОКОГО НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА

Отработка железорудных месторождений осуществляется в Горной Шории и Хакасии Алтае-Саянской складчатой горной области, окаймляющей юго-западную окраину Сибирской платформы [1]. Районы этой области находятся в зоне длительно развивающегося глубинного разлома. Разломы представляют собой структурные швы, вдоль которых происходят относительные движения. В пределах Алтае-Саянской складчатой горной области расположены железорудные месторождения, в том числе Таштагольское, Шерегешевское, Казское, Абаканское. Данные месторождения разрабатываются в сложных горно-геологических и геомеханических условиях, влияющих на состояние массива горных пород в шахтах. Месторождения главным образом контактово-метасоматического происхождения, с крутым (от 60 до 90°) залеганием линзообразных рудных тел. Горизонтальная мощность их колеблется от нескольких метров до 120 м, по падению они прослеживаются на глубину до 1500 м и более. Свыше 70% разведанных запасов железных руд сосредоточено в слепых рудных телах. Руды и вмещающие породы слаботрещиноватые, в основном устойчивые, с коэффициентом крепости (f) 14-16 по шкале М. М. Протодьяконова. Вмещающий массив представлен сиенитами, скарнами, сланцами, известняками и др. с f, равным 6-12. В пределах рудной зоны Таштагольского месторождения выделены и отрабатываются три участка: Северо-Западный, Восточный и Юго-Восточный. В рудной зоне Шерешевского месторождения отрабатываются участки Болотный, Главный, Новый Шерегеш и Подрусловый. На Абаканском месторождении вынимаются рудные тела Главное и Пятое. В целом следует отметить, что глубина горных работ на месторождениях достигала 600-1050 м.

Одна из наиболее актуальных проблем освоения глубоких горизонтов шахт — изучение геомеханического состояния массива горных пород. Соотношение компонентов главных нормальных напряжений на месторождениях Горной Шории и Хакасии составляет $\sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3 = (2{,}4 \div 3{,}6) : (1{,}3 \div 1{,}7) : 1{,}0$ [2, 3]. Таштагольское и Шерегешевское месторождения отнесены к опасным по горным ударам, а Казское и Абаканское — к склонным к горным ударам. За весь период наблюдений на Таштагольском месторождении в пределах шахтного поля зарегистрировано более 19000 толчков, 20 горных ударов, из них 7 горно-тектонического типа и 67 микроударов; на Шерегешевском месторождении за период с 1980 по 2011 г. — более 1000 (рис. 1). На Абаканском месторождении — более 300.

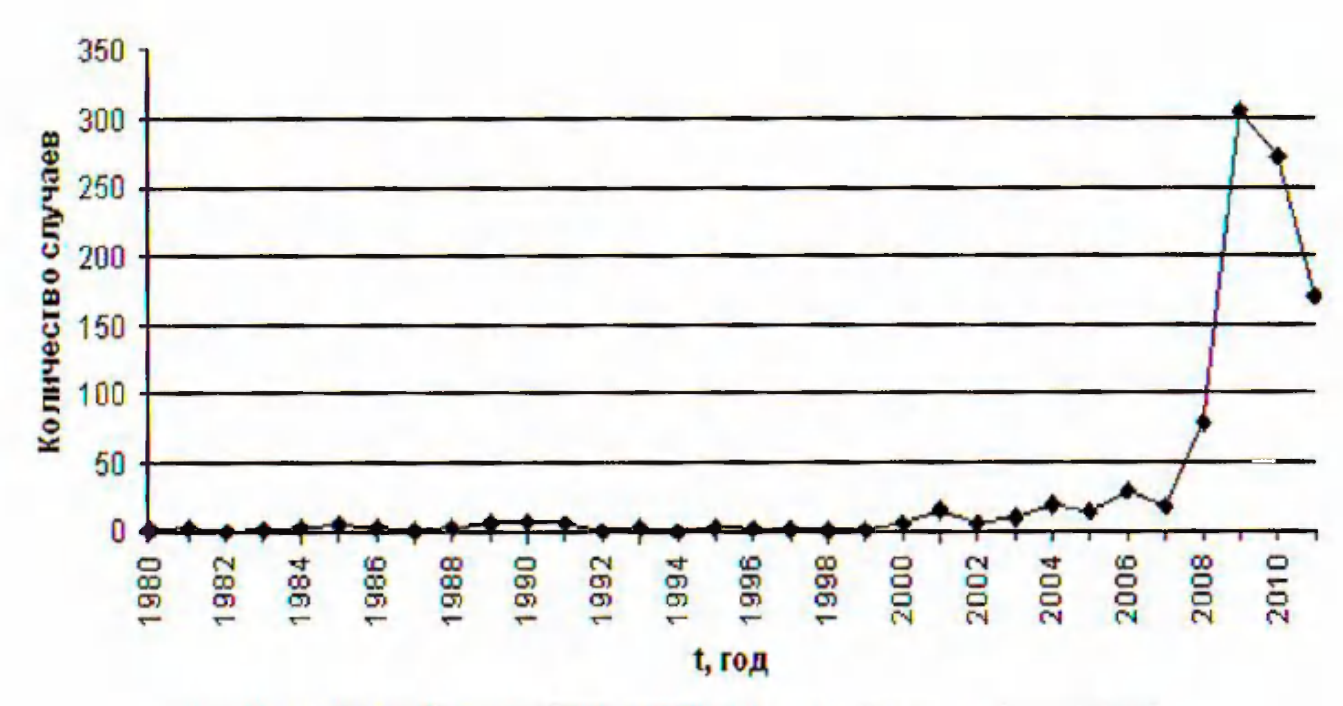


Рисунок 1 – Распределение динамических явлений за период 1980-2011 гг.

Схема применяемых методов оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород приведена на рис. 2, основными из которых являются микросейсмический, электрометрический и деформационный.

Рассмотрим геодинамическую активность, сложившуюся на рудниках при отработке блоков в 2011 г. Так, на Таштагольском месторождении в течение года определено 1483 динамических явления, из них 3 микроудара (30.01.2011 г. и 24.04.2011 г.), 2 толчка с проявлением нарушений в выработках (28.03.2011 и 13.11.2011) и 1478 толчков без видимых нарушений. Отмечено, что большая часть событий связана со взрывными работами по проведению выработок, а не с массовыми взрывами, что наблюдалось ранее (рис. 3).



Рисунок 2 – Схема методов оценки НДС массива горных пород

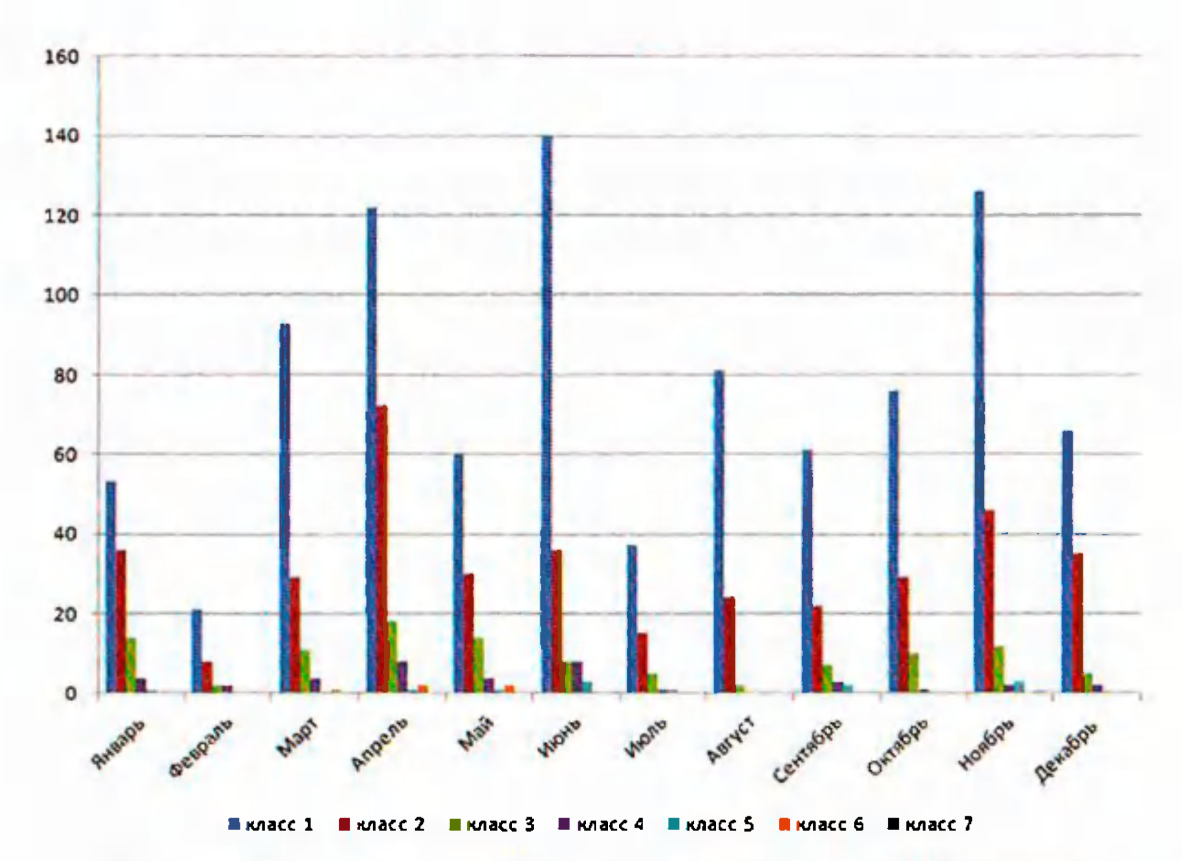


Рисунок 3 – Распределение динамических явлений по месяцам в 2011 г.

Установлено, что события 1-2 классов составляют 88,9% от общего количества толчков, 3-4 класс – 9,9%, а свыше 5 класса – 1,2%. Большее количество динамических явлений сосредоточено в районах ведения работ по подготовке и обрушению блоков и в зоне опорного давления от выработанного пространства ниже гор. –280 ÷ –350 м, где в шахтном поле выделены 3 аномальные сейсмически активные зоны – это районы блоков №№ 4-5, 20-21 и 33 (рис. 4).

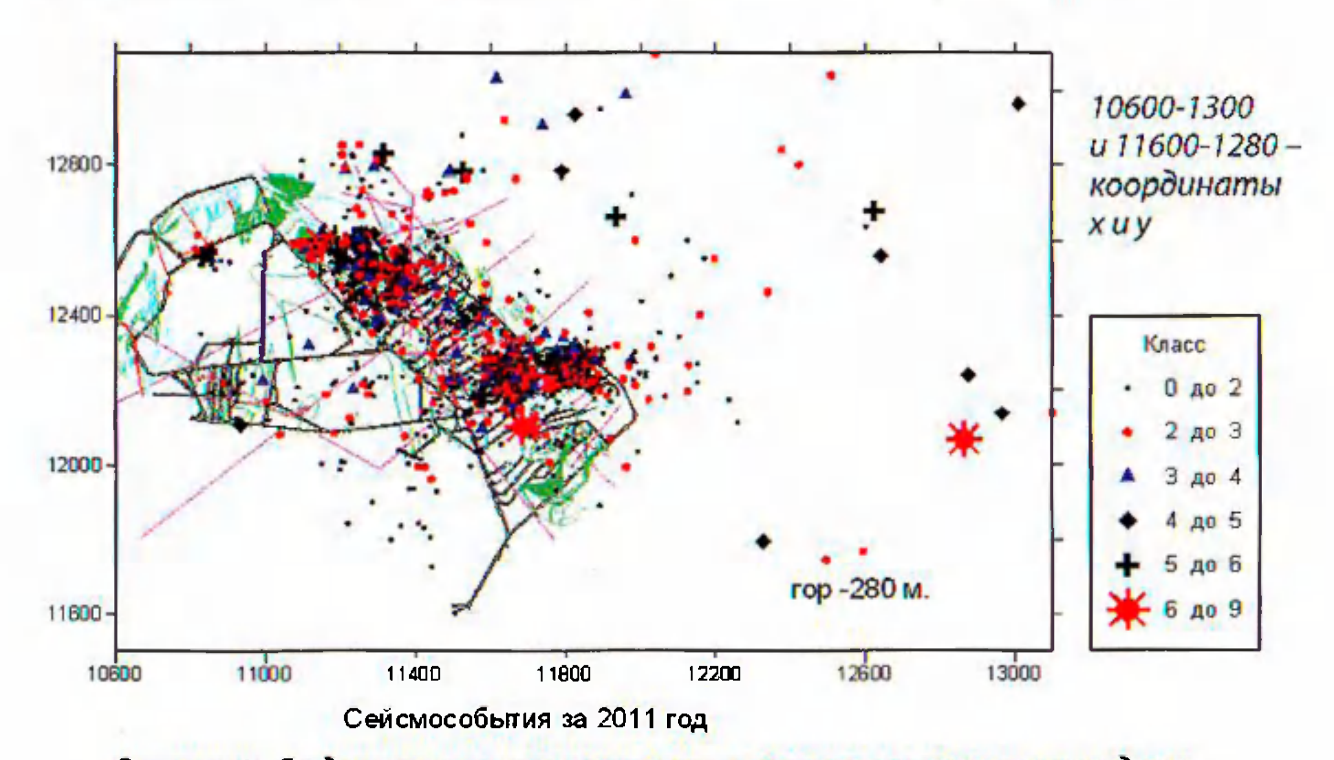


Рисунок 4 – Геодинамическая активность в шахтном поле месторождения

На Шерегешевском месторождении при отработке рудных участков зарегистрировано 160 динамических явлений (рис. 5). Наибольшее количество толчков в мае 2011 г. установлено на Подрусловом участке.

Отработка рудных залежей на месторождениях осуществляется системами этажного принудительного обрушения, этажно-камерной без и с закладкой выработанного пространства. Длина блоков составляет 40–110, ширина 22-80 и высота 60–150 м. Массив блоков подсекается выпускными воронками, плоской подсечкой и траншеями. Компенсационные камеры и обрушение панелей блоков производится посредством вертикальных концентрированных зарядов ВВ (ВКЗ) и пучков параллельно-сближенных скважинных зарядов ВВ разного диаметра [4]. ЛНС равна 4–6 м, расстояние между рядами пучков и ВКЗ – 4,5–10 м. Удельный расход ВВ на отбойку 0,5–0,7 кг/т. Выпуск, доставку и погрузку руды ведут ВДПУ-4ТМ. В течение года осуществляется более 40 массовых и технологических взрывов с сейсмической энергией 10^7–10^9 Дж.

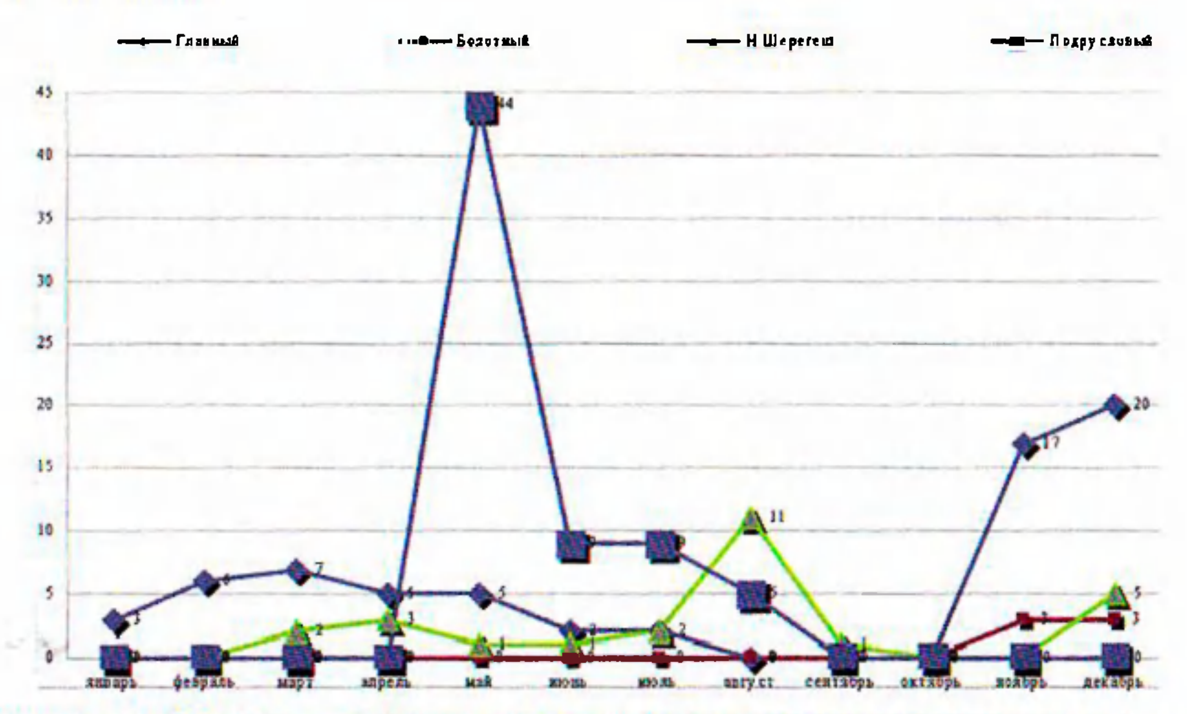


Рисунок 5 – Распределение динамических явлений по месяцам 2011 г. при отработке участков Главный, Болотный, Новый Шерегеш и Подрусловый

С точки зрения совершенствования схем расположения зарядов рассмотрен опыт отработки блоков № 26 и 18 в этажах (–280)–(–210) и (–350)–(–280) м Таштагольского месторождения. Предусмотрены 3-х и 5-рядные схемы расположения пучковых сближенных и ВКЗ в блоках.

Блок № 26 расположен на южном фланге месторождения и представлен рудной залежью с вертикальным падением. Руда магнетитовая, тонкозернистая, трещиноватая, средней устойчивости, содержание железа 37,8 %, коэффициент крепости по Протодьяконову 13–14. Вмещающие породы – сиениты и скарны, которые вместе с рудным телом пересекаются дайками диоритовых порфиритов. Коэффициент крепости колеблется от 9 до 13.

В пределах блока развита трещинная тектоника, в 70–100 м расположено Восточное тектоническое нарушение.

Параметры блока с учетом мощности рудного тела приняты следующие: длина – 30–75, ширина – 41,5 и высота 70 м. В блоке выполнена плоская подсечка высотой 2 м. Блок обрушался пучками сближенных нисходящих, восходящих и горизонтальных скважинных зарядов ВВ и ВКЗ; потолочина – камерными зарядами ВВ на три компенсационные камеры эллипсовидной формы (рис. 6).

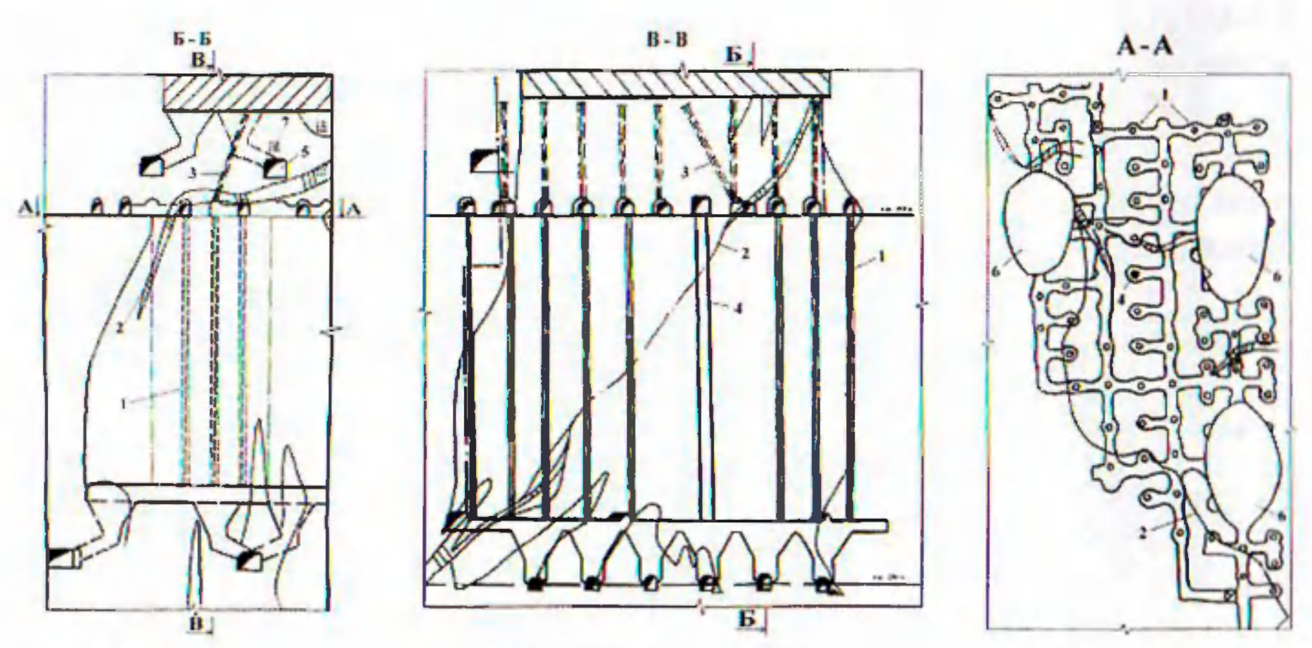


Рис. 6. Схема расположения зарядов ВВ в блоке № 26. 1 – пучки нисходящих скважин; 2 – геологические нарушения; 3 – пучки восходящих скважин; 4 – ВКЗ; 5 – орт; 6 – компенсационные камеры; 7 – пучки горизонтальных скважин

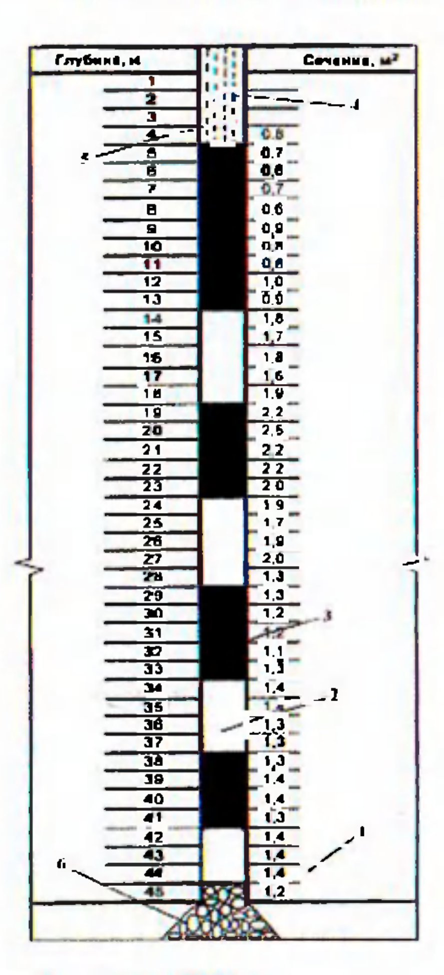
Количество скважин диаметром 105 мм составило 612 при суммарной длине 21687 м. Линия наименьшего сопротивления (ЛНС) для пучковых сближенных зарядов ВВ 5–6 м. Заряд ВКЗ располагали в центральном ряду панели, ЛНС составила 10 м. Взрыв производили посредством 16 интервалов замедления (0-700 мс) с использованием СИНВ в количестве 204. Заряд ВКЗ взрывали замедлением 700 мс после взрыва пучковых сближенных зарядов ВВ по панели блока.

В целом по блоку удельный расход ВВ на отбойку составил 0,509 кг/т, масса ВВ в ВКЗ была 28,2 т (рис. 7). Протяженность ВКЗ составила 45 м. Сечение ВКЗ изменялось в пределах 0,6–2,5 м^2. Для равномерного распределения ВВ по высоте отбиваемого блока приняли конструкцию зарядов ВВ с рассредоточением колонки в четыре промежутка, между которыми располагали инертный материал. В качестве инертного материала использовали древесные опилки. Для снижения сейсмического воздействия ВКЗ на выработки бурового горизонта и горизонта выпуска руды и их сохранности в верхней части панели создали целик, а в нижней части поместили заряд меньшей массы ВВ, а также расположили запирающую забойку из отбитой горной массы.

По результатам выпуска руды из блока удельный расход ВВ на вторичное дробление составил 0,03 кг/т. Применение ВКЗ позволило снизить объем бурения скважин на 3600 м.

Блок № 18 расположен в центре рудного тела рядом с обрушенным ранее разрезным блоком № 17 в этаже (–350)–(–280) м. Руда в блоке № 18 магнетитовая, массивная, средней трещиноватости, коэффициент крепости 14. Породы представлены скарнами, сиенитами, сланцами с коэффициентом крепости 9–13. Панель блока пересекает тектоническая трещина мощностью 0,5–0,7 м. Отмечаются также пологие трещины мощностью 0,1-0,15 м, заполненные кальцитом и гематитом.

Параметры блока приняты следующие: длина – 75, ширина – 27 и высота 70 м. Блок обрушался пучками сближенных нисходящих, восходящих и горизонтальных скважинных зарядов ВВ и ВКЗ на зажатую среду и две компенсационные камеры круглой и эллипсовидной формы (рис. 8).



1 — массив блока;
2 — инертный промежуток;
3 — заряд ВВ;
4 — породный целик;
5 — скважины;
6 — рудная забойка

Рисунок 7 – Конструкции ВКЗ в блоке № 26 в этаже (–280)–(–210) м.

Количество скважин составляло 687. Линия наименьшего сопротивления для пучковых зарядов ВВ – 5–6,5 м, для ВКЗ – 6,5 м. Взрыв осуществили с помощью 12 интервалов замедления (0–400 мс) с использованием СИНВ. Заряды ВКЗ взрывали с замедлением 200 мс. В целом по блоку удельный расход ВВ на отбойку составил 0,561 кг/т. Масса ВВ в ВКЗ составила 27,3 т. Длина ВКЗ равна 44 м. Сечение ВКЗ изменялось в пределах 0,61–1,35 м^2.

Энергия взрыва составила $1{,}7 \cdot 10^9$ Дж, при этом в шахте на гор. –350 м зарегистрирована серия микроударов с энергией 10^4-10^5 Дж с обрушением крепи и горных пород в выработках. Однако было достигнуто качественное дробление — удельный расход ВВ на вторичное дробление составил 0,025 кг/т.

Также ВКЗ позволили снизить объем бурения скважин на 2000 м.

Таким образом, на основании проведенных опытно-промышленных испытаний установлено, что управление действием энергии взрывов при системе разработки этажного принудительного обрушения достигается применением схем взаимного многорядного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов с отбойкой на зажатую среду и компенсационные камеры. Качество дробления горной массы при взрывании

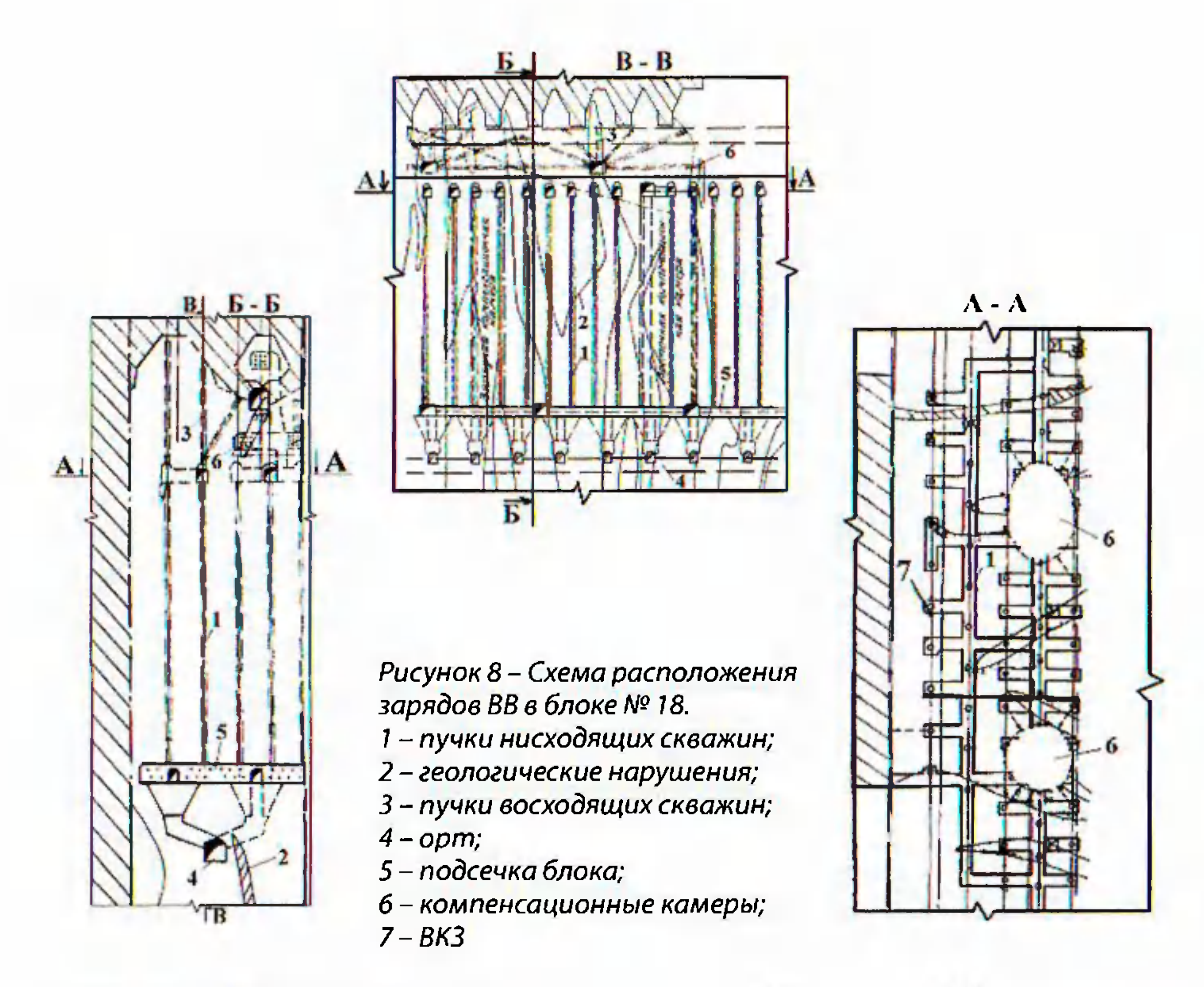


Рисунок 8 – Схема расположения зарядов ВВ в блоке № 18.
1 – пучки нисходящих скважин;
2 – геологические нарушения;
3 – пучки восходящих скважин;
4 – орт;
5 – подсечка блока;
6 – компенсационные камеры;
7 – ВКЗ

также достигается за счет рассредоточения в ВКЗ зарядов ВВ и инертных промежутков. Разработанная крупномасштабная технология взрывных работ позволяет обеспечить снижение затрат на проведение нарезных выработок и бурение скважин на 10-20%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кузнецов В. А. Геотектоническое районирование Алтае-Саянской складчатой области // Вопросы геологии Азии. – М.: Изд-во АН СССР, 1954.
2. Курленя М. В., Еременко А. А., Шрепп Б. В. Геомеханические проблемы разработки железорудных месторождений Сибири. – Новосибирск: Наука, 2001. – 184 с.
3. Указания по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных к горным ударам / ВостНИГРИ, ВНИМИ. – Новокузнецк, 1991. – 90 с.
4. Викторов С. Д., Еременко А. А., Закалинский В. М., Машуков И. В. Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири. – Новосибирск: Наука, 2005. – 212 с.

В.И. Востриков, В.В. Ружич, О.В. Федеряев (ИГД СО РАН)

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ РАЗВИТИЯ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ В МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

Введение

Увеличение углов откосов открытых карьеров позволяет существенно сократить объемы вскрышных работ, на несколько десятков метров увеличить глубину открытых горных работ и в конечном итоге повысить экономические показатели предприятия [1 - 4].

При таком подходе формирования бортов карьера первоочередной задачей становится оценка их состояния с точки зрения устойчивости. Для обеспечения безопасности ведения горных работ необходима организация оперативного мониторинга обвалоопасных участков бортов карьера. В связи с этим возникла острая необходимость в соответствующей измерительной аппаратуре, способной работать в жестких климатических условиях Крайнего Севера и Сибири, и построение на ее основе инструментальных наблюдений. Аппаратура должна осуществлять непрерывный мониторинг, быть многоканальной, проводить измерения в реальном времени, передавать информацию из любых точек карьера на пункт ее сбора и обработки на поверхности земли. Кроме того, она должна иметь возможность работать от аккумуляторов и от внешней силовой сети. Измерительные датчики должны устанавливаться без применения клеевых и цементирующих составов. И еще немаловажное значение, и наверно одно из определяющих, является требование минимального обслуживания аппаратуры по съему информации, т.е. информация должна поступать оператору в Центр дистанционно и непрерывно.

1. Многоканальная система для измерения смещений и деформаций массивов горных пород в условиях глубоких карьеров

Первые попытки создания подобной аппаратуры для мониторинга трещинообразования в бортах карьера и ее применения в карьерах описаны в работах [5, 6]. Однако созданная в те годы аппаратура была несовершенна и не отвечала жестким требованиям. В нем информация с датчиков заносится в регистратор. Регистратор не имеет съемного блока памяти, поэтому для снятия собранной измерительной информации необходимо через определенные промежутки времени либо скачивать ее на переносной компьютер в полевых условиях, либо снимать регистратор и в лабораторных условиях переносить информацию на стационарный компьютер. Конструкция датчиков не приспособлена для их крепления в горном массиве [7, 8]. Жесткие климатические условия Сибири и требование мониторинга в реальном масштабе времени делают применение данного прибора неприемлемым.

В 2009 г. в Институте горного дела СО РАН разработан и прошел испытания измерительный комплекс «Сдвиг-ИГД» [9], удовлетворяющий необходимым требованиям работы в глубоких карьерах в жестких климатических условиях Сибири, модернизированный вариант «Карьер», рис. 1, которого представлен в этой работе.

Проблема работы комплекса в широком диапазоне низких температур, обеспечения его низкого энергопотребления, простоты и оперативности установки датчиков потребовало тщательной проработки электрической схемы, выбора электронных компонентов, конструкции прибора. Измерительный комплекс состоит из регистратора, источника автономного питания (аккумулятора), датчиков щелевого типа для измерения смещений по трещинам в горном массиве, передающей антенны.

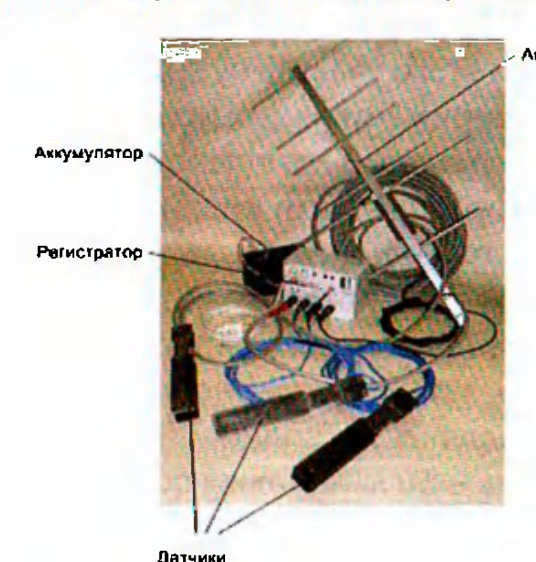
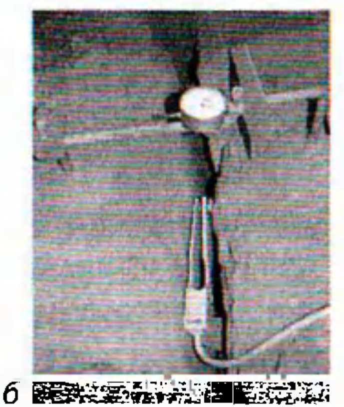


Рисунок 1 – Общий вид измерительного комплекса

Разработано несколько конструкций датчиков, которые показаны на рис. 2а – г , предназначенных для установки в трещины, например в массиве горных пород, дамбах и т.д. При оснащении датчиков добавочными устройствами их можно применять для измерения деформаций и смещений на различных промышленных объектах и конструкциях. Конструкция датчиков позволяет просто и быстро устанавливать их в вертикальные и горизонтальные трещины.

а  б  в  г 

а, б – щелевых; в – разжимного; г – на основе энкодера

Рисунок 2 – Примеры установки датчиков

Несколько таких комплексов позволяют организовать многоканальную измерительную сеть с приемом информации в Центре сбора информации (ЦСИ). Применяемые в регистраторе модемы имеют режим ретрансляции, что позволяет, используя ретрансляционные пункты, передавать информацию на значительные расстояния.

2. Исследование особенностей развития деформационных процессов в массивах горных пород в условиях глубоких карьеров

Испытания разработанного комплекса были проведены на самом глубоком в России карьере «Удачный» в Якутии, глубина которого к настоящему времени достигла величины свыше 620 м. Как отмечалось выше, летом 2006 г. на восточном фланге гор. –125 произошло обрушение крупного блока. Рядом остался значительный по размерам уцелевший фрагмент борта. Решалась задача определения устойчивости этого участка путем применения созданной аппаратуры и проведения экспериментальных исследований.

В первом эксперименте измерительный комплекс с одним датчиком был установлен у основания блока на высоте 3.5 м от уровня бермы, фотографии на рис. 3б. На рис. 3а представлен график сигнала, зарегистрированный датчиком от взрыва. Расстояние до камер короткозамедленного массового взрыва составляет 350 – 370 м. Датчик зафиксировал упругую волну от взрыва, на графике точка «Момент взрыва», затем, примерно через 3 сек, датчик регистрирует деформационную составляющую волнового пакета, которая привела к смещение подошвы блока на ~ 60 мкм. Таким образом, на состояние блока подавляющее влияние оказывает волна деформации, следующая за упругой волной со значительно меньшей скоростью. Расчеты показали, что скорость деформационной волны составила 117 ÷ 123 м/сек.

Во втором эксперименте измерительный комплекс с двумя датчиками был установлен наверху блока. На фотографии справа, рис. 3б, показан вид изучаемого блока сбоку. Один датчик размещался в трещине сверху закола, другой – на 6 м ниже. На рис. 4 показан фрагмент записи сигналов с датчиков. Верхняя кривая – сигнал с верхнего датчика, нижняя – с нижнего. Датчик, установленный сверху блока, показал, что после некоторого сужения трещины (на 0.1 мм) произошло ее резкое раскрытие на 0.5 мм. Нижний датчик зарегистрировал сжатие трещины на 0.4 мм. Таким образом, верхняя часть этого блока накренилась в сторону карьера, а нижняя часть – в сторону горного массива. Дальнейшие измерения в течение нескольких суток зафиксировали достаточно высокие скорости смещения, порядка 0.1 мм/сут. по датчику, установленному сверху блока. Возникла опасность обрушения блока, поэтому после анализа полученных данных было принято решение о его подрыве.

Следующий уникальный эксперимент с использованием аппаратуры, описанной выше, и мощного домкрата для создания статических напряжений был проведен для исследования устойчивости крупного закола на гор. – 170.

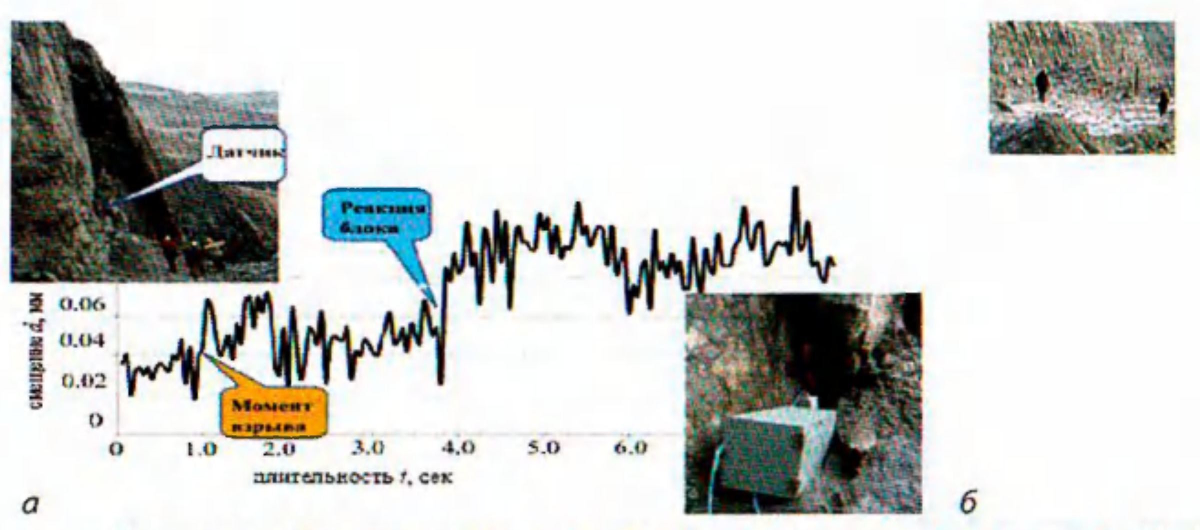


Рисунок 3 – Потенциально опасный участок борта карьера на гор. – 125

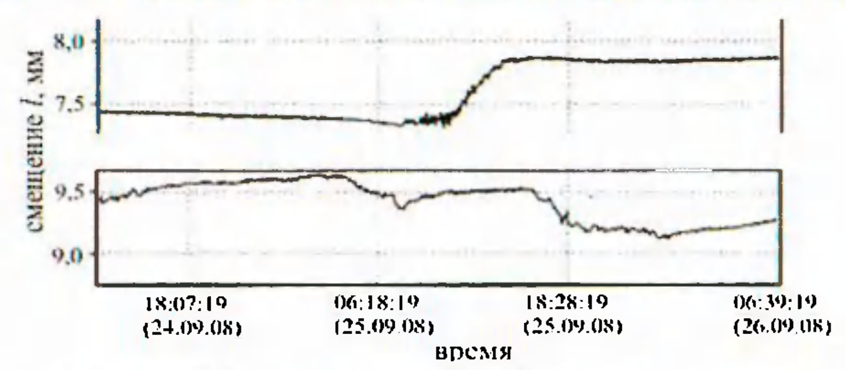
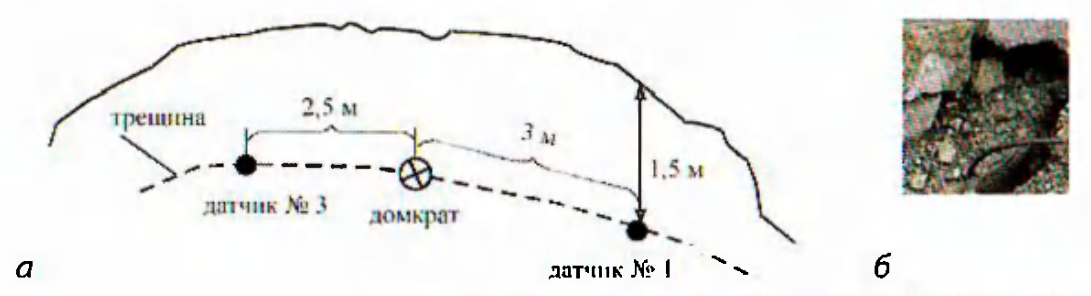


Рисунок 4 – Образец записи двух датчиков смещений, установленных в месте крупного закола на гор. – 125

Измерительный комплекс размещался на козырьке закола. В полость магистральной тыловой трещины были установлены датчики 1 и 3 на расстоянии 5.5 м друг от друга, между ними помещался домкрат ДН-150. Схема проведения эксперимента приведена на рис. 5а.



а – схема проведения эксперимента, б – фотография установленного домкрата

Рисунок 5 – Исследование устойчивости блока на гор. –170

Результаты эксперимента приведены в виде графиков на рис. 6. Показания датчика 1 приведены на рис. 6а, датчика 3 – на рис. 6б. С помощью домкрата создавалась начальная нагрузка ~ 17 Т, затем подача нагрузки прекращалась. За время создания нагрузки произошло раскрытие трещины: 0.45 мм и 0.7 мм по 1-ому и 3-ему датчикам соответственно. Далее в течение 10 мин. происходило плавное расширение трещины на 0.04 мм при, естественно, падении давления в домкрате. Затем нагрузка была сброшена.

После чего величина раскрывания трещины уменьшилась почти наполовину. Контролируемый блок ввиду недостаточного упругого сопротивления вернулся назад не полностью, возникла остаточная деформация. Следует вывод о том, что в настоящее время данный участок борта карьера находится в умеренно устойчивом состоянии при воздействии массовых взрывов и вибраций от проезда карьерных самосвалов.

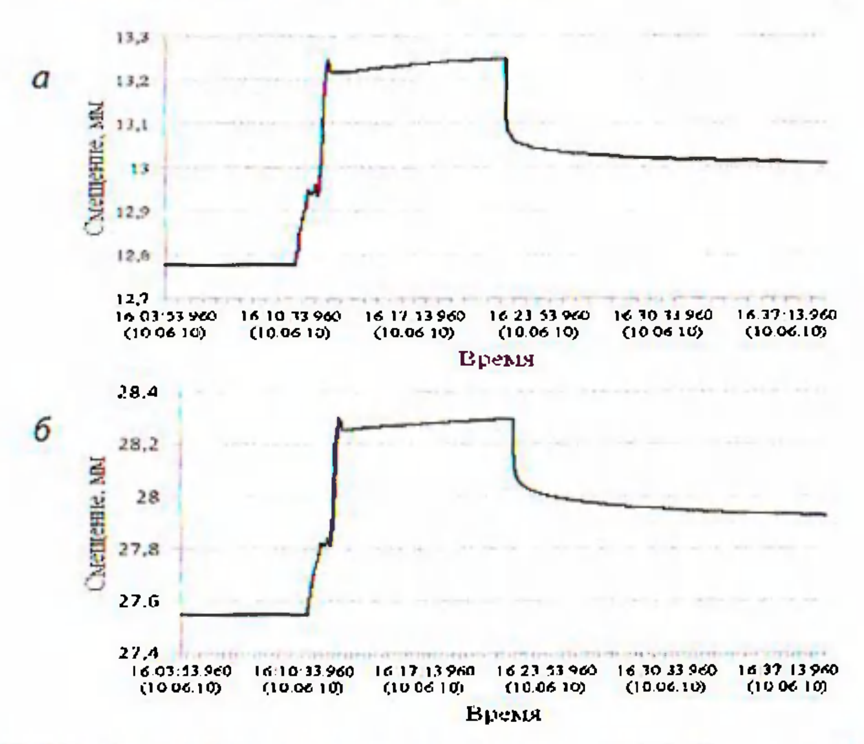


Рисунок 6 – Графики показаний датчика 1 (а) и датчика 3 (б)

Следующий эксперимент был проведен на этом же горизонте, но в борту карьера, примыкающем к предохранительной берме. Датчик и домкрат были помещены в трещину сбоку блока на высоте 1,5 м от его основания, рис. 7. После создания небольшой нагрузки в 3,5 Т произошел сдвиг блока на 3,5 мм, рис. 7б. Упругая компонента породного массива при раздвигании трещины практически не проявилась, что указывает на низкую устойчивость блока. Продолжение эксперимента было прекращено в виду опасности его обрушения. Позднее этот блок обрушился.

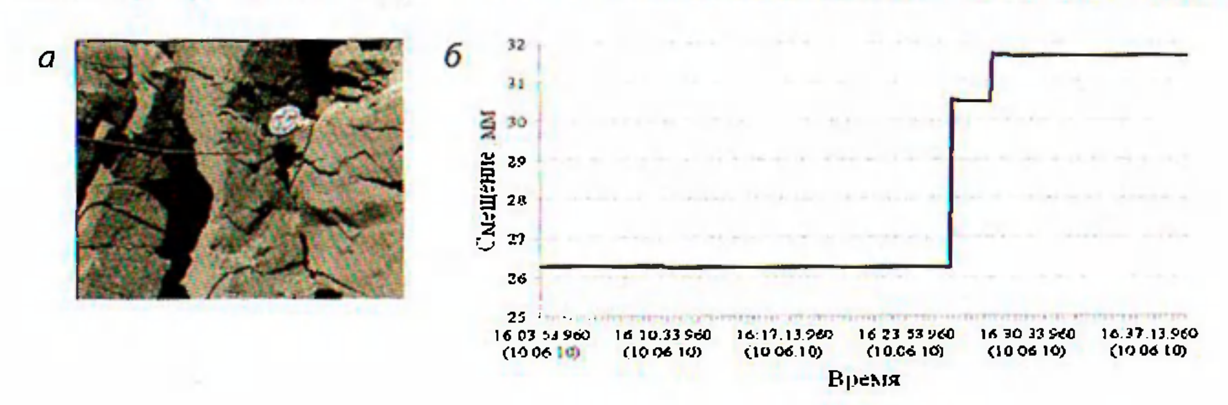


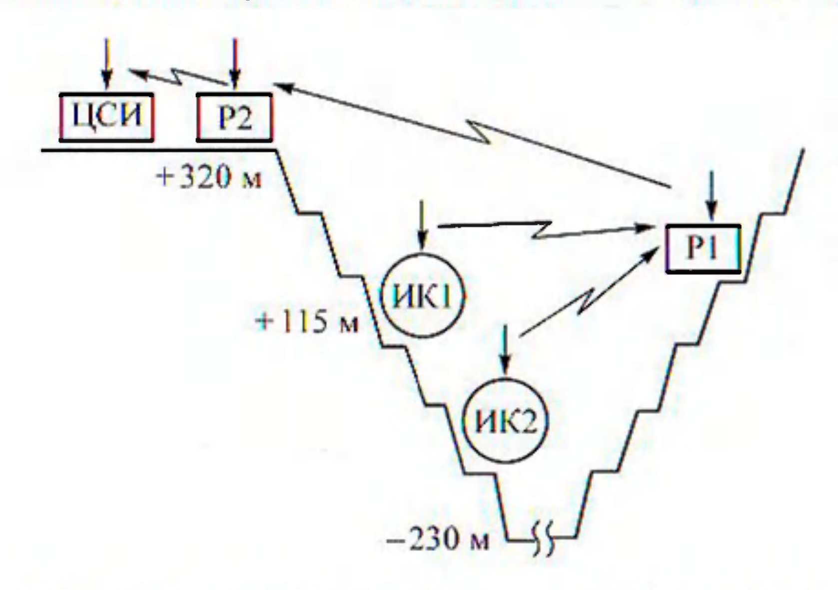
Рисунок 7 – Исследование устойчивости блока:
а – фотография эксперимента,
б – график сигнала от датчика

Проведенные эксперименты с применением измерительной аппаратуры «Карьер» и домкратов позволяют сравнительно простыми средствами оценивать устойчивость блочных массивов на бортовых откосах и прогнозировать их реакцию на воздействия от массовых взрывов.

3. Организация мониторинга бортов карьера «Удачный»

Для организации системы мониторинга бортов на карьере «Удачный» развернута система в составе двух регистраторов, шести датчиков, двух ретрансляционных пунктов и пункта приема информации. В непрерывном режиме ведется наблюдение за активностью опасных трещин в бортовых откосах карьера. Схему построения системы иллюстрирует рис. 9. Измерительные комплексы ИК1 и ИК2, в состав каждого из которых входят: регистратор, три датчика, аккумулятор, радиомодем с антенной, развернуты на гор. + 115 и – 170 м соответственно. Центр сбора информации (ЦСИ) расположен на поверхности на расстоянии ≈2 км от карьера и, естественно, прямая видимость из глубины карьера отсутствует. Необходимо информацию с измерительных комплексов сначала «поднять» из глубины карьера в точку прямой видимости с ЦСИ. Для этого на краю карьера организован ретрансляционный пункт Р2. Задача осложняется еще и тем, что пункт Р2 охватывает «радиовидимостью» не весь карьер – борт под собой он не «видит». Поэтому на противоположном борту карьера организован еще один ретрансляционный пункт Р1, который принимает сигналы с измерительных комплексов ИК1 и ИК2 и передает их на Р2, а затем в ЦСИ.

Представленная измерительная система в настоящее время установлена для стационарного наблюдения за активностью опасных трещин в породном массиве. Система позволяет также выполнять измерения приотключении электросети, когда на руднике проводят взрывные работы. В этом случае питание аппаратуры осуществляется за счет аккумуляторов, вмонтированных в регистраторы, которые при возобновлении работы электросети автоматически подзаряжаются.



ЦСИ – центр сбора информации; Р1, Р2 – ретрансляторы; ИК1, ИК2 – измерительные комплексы

Рисунок 9 – Схема организации мониторинга на карьере

Заключение

Использование созданных современных высокоточных измерительных комплексов позволяет распознавать участки подготовки обвалов еще на ранней, «латентной», т.е. скрытно протекающей, стадии задолго до финального момента обрушения. Такой подход позволяет с необходимой достоверностью выявлять потенциально опасные сегменты горного массива.

Основным достоинством разработанного измерительного комплекса является возможность вести непрерывные наблюдения за раскрытием трещин в бортах карьера из наземных Центров по сбору и обработке информации. Сообщения о движениях блоков горных пород на бортовых откосах поступают на компьютер дежурному оператору в реальном масштабе времени по созданному радиоканалу и представляется в графическом виде. Это означает, что оператор или другой специалист может получить представление даже о малозначительных изменениях режима движения горных масс на бортовых откосах карьера. В случае возникновения нештатной ситуации, т. е. подготовки опасного гравитационного явления в виде обвала, оползня или быстрого оседания крупных блоков породного массива на склонах карьера, это событие можно будет зафиксировать задолго до наступления критического периода. Однако необходимо заметить, что для этого необходимо устанавливать измерительные комплексы в тех местах, где существует малейшая вероятность подготовки опасных гравитационных явлений. Как известно, на трубке «Юбилейная» (Якутия), где в 2004 г. произошел огромный скальный оползень, первые признаки раскрытия трещин на дорогах карьера при визуальном наблюдении стали замечаться менее чем за 1 мес. до наступления критического момента.

При инструментальном наблюдении с приборами начало таких процессов можно заметить намного раньше, чем при визуальном мониторинге, и принять соответствующие профилактические мероприятия, например, изменить режим взрывных работ и выемки рудной массы, и таким образом предотвратить или смягчить крупномасштабные процессы обрушения и экономический ущерб.

При разработке данной измерительной системы удалось существенно упростить процедуру установки приборов, их эксплуатацию, а также обработку и анализ снимаемой информации. Это особенно важно для жестких метеогенных и техногенных условий работы карьеров в условиях Крайнего Севера.

Эффективно бороться с гравитационными быстропротекающими явлениями возможно только при соблюдении основных условий, таких как: разработка и применение совершенных измерительных систем, правильная их эксплуатация, своевременное и обоснованное размещение в потенциально опасных участках. Выбор и обоснованность последних можно подтвердить или отвергнуть в процессе пробных измерений, оценивая скорость движения по трещинам в горном массиве.

Необходимо отметить очень важный аспект, что наряду с развертыванием мониторинговых измерительных систем, требуется создание специальных служб с подготовленными специалистами для ее эффективного использования.

Подобных систем автоматических наблюдений за режимами движения бортов карьеров в горной промышленности России нет. На Сибирской ярмарке «ГЕО-СИБИРЬ 2009» приведенная выше разработанная в Институте горного дела многоканальная измерительная система и система мониторинга бортов глубоких карьеров была удостоена Малой золотой медали.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Methodical approach to value of an optimal open pit slope angle in hard rocks / Nikolay N. Melnikov, Anatoliy A. Kozyrev, Serguei P. Reshetnyak, Eduard V. Kasparian, Vadim V. Rybin // Proceedings of the ISRM International Symposium, 3rd ARMS, Ohnishi & Aoki (eds); Millpress, Rotterdam, 2004, pp. 509-513.
2. Фокин В.А. Проектирование и производство буровзрывных работ при постановке уступов в конечное положение на предельном контуре глубоких карьеров. – Апатиты, изд. Кольского научного центра РАН, 2004, – 232 с.
3. Геомеханическое и техническое обоснование оптимальных конструкций уступов и бортов основного карьера / А.Н. Быховец, Г.Е. Тарасов, А.А. Козырев, С.П. Решетняк, С.С. Серый, Н.В. Черевко // Горный журнал, Специальный выпуск, 2002, – С. 13-17.
4. Управление горным давлением в тектонически-напряжённых массивах /А.А. Козырев, В.И. Панин, В.И. Иванов, С.Н. Савченко и др. – Апатиты, изд. Кольского научного центра РАН, 1996. – 321 с. (в двух частях).
5. Мельников А.И., Алексеев С.В., Ружич В.В., Егоров К.Н., Алексеева Л.П., Черных Е.Н., Чечельницкий В.В., Смекалин О.П., Шмаров Г.П., Павлов В.А. Оценка параметров техногенной активизации опасных геологических процессов в крупных горных выработках открытого типа (на примере карьера трубки «Удачная») // Отечественная геология. – 2002. – № 5. – С. 20-24.
6. Ружич В.В. Высокоточный измерительный комплекс «Сдвиг» // Научный и промышленный потенциал Сибири. Инвестиционные проекты, новые технологии разработки. Международный каталог. – Новосибирск: ЗАО «Новосибирский биографический центр», 2004. – С. 90-91.
7. Димаки А.В., Астафуров С.В., Шилько Е.В., Ружич В.В., Псахье С.Г. Аппаратно-программный комплекс регистрации смещений в зонах разломов «Сдвиг-3М» / Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. Труды международной конференции. – Новосибирск: Изд. Института горного дела СО РАН, 2006. – С. 193-199.
8. Димаки А. В., Псахье С. Г. Распределенная измерительная система для мониторинга смещений по границам раздела блочных сред на базе комплекса «Сдвиг 4МР» // ФТПРПИ. – 2009. – № 2.
9. Востриков В. И., Ружич В. В., Федеряев О. В. Система мониторинга обвалоопасных участков бортов глубоких карьеров// ФТПРПИ. – 2009. – № 6.

Назарова Л.А., Семенов В.Н., Танайно А.С., Усольцева О.М., Цой П.А. (ИГД СО РАН)

ВОЗМОЖНОСТИ И ЗАДАЧИ ИСССЛЕДОВАНИЙ ОТДЕЛА ГОРНОГО ПОРОДОВЕДЕНИЯ ИГД СО РАН

Введение

В Институте горного дела СО РАН существует Отдел горного породоведения, в который входит Центр коллективного пользования геофизических и геодинамических измерений СО РАН и лаборатория структурного анализа и пробоподготовки.

Отдел выполняет высококвалифицированные работы по проведению и анализу испытаний по определению физико-механических свойств горных пород и других материалов; математическое моделирование и постановку нестандартных экспериментов. Имеющееся оборудование позволяет проводить иссследования процесса деформирования и разрушения горных пород при различных видах силового и деформационного воздействий в интервале температур от –200° С до +1000° С.

Отдел горного породоведения ИГД СО РАН развивается в соответствии с приоритетным направлением исследований VII.60 («Комплексное освоение недр и подземного пространства Земли, разработка новых методов освоения природных и техногенных месторождений»).

1. Оборудование

Отдел горного породоведения оснащен следующим оборудованием:

– сервогидравлический пресс INSTRON 8802 одноосного нагружения образцов породы с усилием 250 кН;

– компрессионная камера с максимальным давлением 200 МПа, позволяющая нагружать образцы пород боковым давлением по заданной программе;

– температурная печь фирмы INSTRON (диапазон от 20° С до 1000° С);

– температурная камера фирмы INSTRON (диапазон от – 200° С до 20° С);

– комплект экстензометров фирмы INSTRON для измерения деформации в продольном и поперечном направлениях. Система регистрации – непрерывная запись в компьютерный файл;

– гидравлическая установка одноосного нагружения с предельной осевой нагрузкой 1000 кН в процессе нагружения образца породы с компрессионной камерой максимальным давлением 600 МПа, разработанная в ИГД СО РАН;

– система для измерения скоростей продольных и поперечных волн в образцах керна (ИГД СО РАН) под воздействием двухосного нагружения;

– оборудование для обработки кернов: система для высокоточного изготовления цилиндров и торцевых поверхностей кернов производства Coretest Systems, США;

– лазерный измерительный оптико-телевизионный комплекс ALMEC-tv, позволяющий проводить измерение величин локальных деформаций на плоской грани образца с помощью метода спекл-фотографии. В дополнение к записи диаграммы деформации методом двухэкспозиционной спекл-фотографии последовательно регистрируются поля векторов перемещений точек на рабочей грани исследуемых образцов.

Имеющееся оборудование (рисунок 1) дает возможность создавать двухосное независимое (неравнокомпонентное) нагружение в испытательных образцах с заданным температурным режимом и организовывать испытания образцов материалов, моделируя природные условия. Непрерывное измерение и запись нагрузок и деформаций в процессе деформирования позволяют представлять результаты испытаний в виде диаграмм «напряжение – деформация» в упругости, пластичности вплоть до разрушения образца, включая постпиковый участок нагружения.



а



б

Рисунок 1 – Оборудование Отдела горного породоведения: а – пресс INSTRON 8802; б – испытание на осевое сжатие образца керна

Для исследования морфологии поверхности элементного состава и кристаллической структуры образцов используется сканирующий электронный микроскоп Hitachi S–3400N с разрешающей способностью 3,0 нм, степенью увеличения до 300 000 раз (рисунок 2).





а б

Рисунок 2 – Оборудование Отдела породоведения:
а – электронный микроскоп Hitachi S–3400N, б – анализатор «Минерал С7»

Энергодисперсионный и энерговолновой спектрометры производства фирмы Oxford Instruments позволяют проводить качественный, полуколичественный и количественный элементный анализ образцов, а также строить карты распределения элементов в образце.

Детектор дифракции обратно-рассеянных электронов (EBSD) позволяет определить кристаллическую структуру, размер и форму зерен в образце, построить карты ориентаций зерен в образце, карты фаз, карты внутренних напряжений, определить наличие и направление текстуры и многое другое.

Комплект оборудования для подготовки шлифов к микроскопическим исследованиям (шлифовальный и полировальный станки, устройство для напыления проб, устройства для холодной вакуумной заливки проб, прибор для горячей запрессовки проб).

Анализатор фрагментов микроструктуры твердых тел «Минерал С7» для количественных измерений технолого-минералогических параметров рудного сырья, зернистости, пористости.

2. Исследования, проводимые в ЦКП ИГД СО РАН

Решения комплекса проблем горного производства, начиная от геологоразведочных работ, разработки проектов, вплоть до ведения горно-подготовительных и добывающих работ невозможно без достоверной информации о физико-механических свойствах горных пород, слагающих массив земной коры. Такая информация может быть получена в результате тщательного изучения свойств горных пород таким образом, который бы позволял выявлять закономерности их изменения в пределах тела конкретной залежи. Для этого необходимо проводить постоянные испытания образцов горных пород в лабораторных условиях, сопоставляя их результаты с результатами натурных наблюдений.

В ИГД СО РАН проводятся широкомасштабные работы по исследованию физико-механических свойств образцов из разных материалов при различных видах силового, деформационного воздействия в широком интервале температур. Получен большой банк данных по исследованию образцов горных пород (песчаников, сланцев, аргиллитов, каменной соли, пестрого сильвинита и др.).

Стандартные испытания включают прочность на растяжение, одноосное сжатие, сдвиг, по ним определяют предел прочности, угол внутреннего трения, силу сцепления, упругие характеристики – модуль Юнга, коэффициент Пуассона. Эти данные необходимы для определения паспортных характеристик материала, апробации моделей неупругого поведения материалов, построения критериев устойчивости и прочности в горном массиве.

Известно, что в горном массиве порода может подвергаться различным видам силового воздействия. Поскольку от вида нагружения зависят прочностные и деформационные характеристики породы, исследование этого процесса представляет практический интерес. Результаты проведенных экспериментальных исследований показали существенное влияние вида напряженного состояния (компоненты бокового напряжения) на прочность образцов горных пород. В условиях объемного сжатия прочностные показатели могут многократно превосходить значение прочности при одноосном сжатии [1–3].

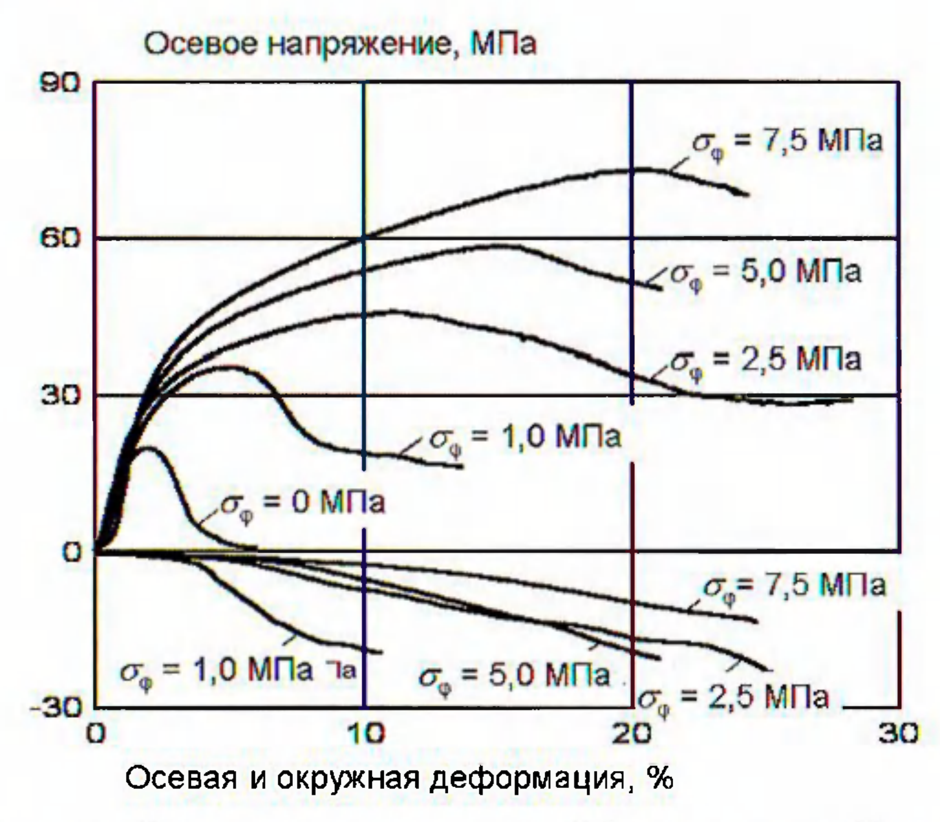


Рисунок 3 – Характер изменения кривых деформирования образцов пестрого сильвинита в зависимости от бокового давления

Для полухрупких [4] материалов проведены эксперименты, позволившие определить влияние вида напряженного состояния на характер упрочнения и дилатансию при сложном нагружении; при этом происходил рост пластической деформации в одном из главных направлений тензора деформаций и упругая разгрузка в двух других.

Возможности пресса задавать нагружение в жестком режиме, т.е. по скорости перемещения подвижного захвата, позволяют изучать прочностные и деформационные свойства пород на запредельном участке диаграммы деформирования, что является важным для пород, отобранных в условиях предельно напряженного массива [3,5].

В проведенных исследованиях были установлены зависимости пределов прочности и упругих характеристик от скорости деформирования, влияние контактных условий между испытываемым образцом и плитами пресса на характер разрушения образцов горных пород.

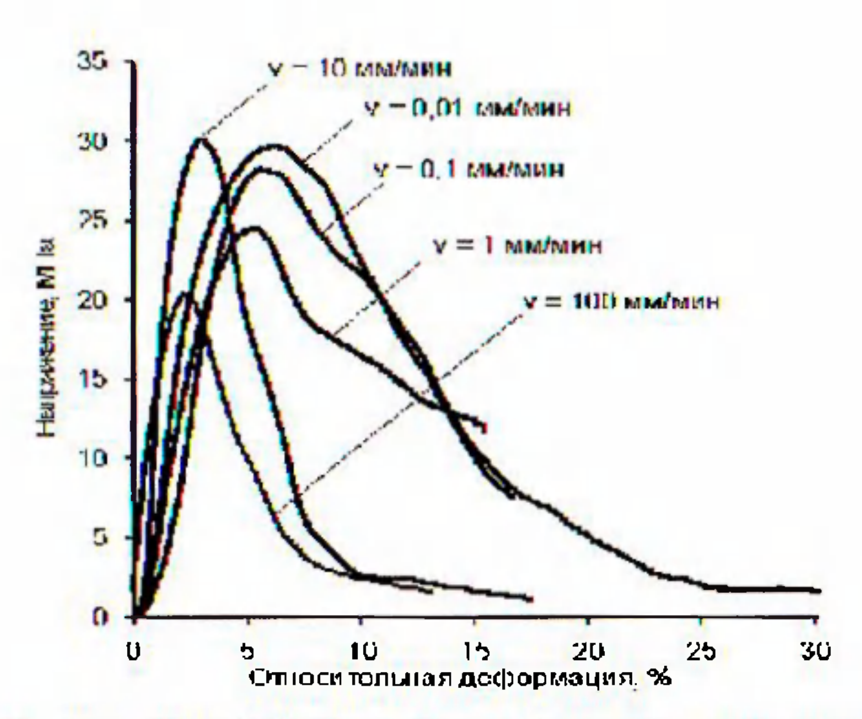


Рисунок 4 – Диаграммы деформирования образцов пестрого сильвинита при различных скоростях нагружения

Автоматизированный лазерный измерительный оптико-телевизионный комплекс анализа двухэкспозиционных спекл-фотографий позволяет проводить измерение с частотой до 27 кадров в секунду при пространственном разрешении по смещениям не хуже 1мкм. В процессе нагружения образца прибор производит оптическую обработку спекл-фотографий и после программной обработки получает координаты и величину смещений точек поверхности исследуемого объекта с временной привязкой для дальнейшего построения и анализа компонент тензора деформаций. Такие совмещенные измерения существенны для полного понимания, что происходит в процессе деформирования в образце на микроуровне.

Анализ проведенных экспериментов показал, что пластическая деформация является неоднородной с самого начала нагружения образца материала. Несмотря на то, что заданным видом нагружения образца является одноосное сжатие, существуют не только зоны сжатия, но и растяжения в направлениях распространения деформаций.

На рис. 5–7, в качестве примера, рассматриваются результаты эксперимента на образце мрамора размерами 47 х 11 х 10 мм при сжатии вдоль длинной оси (х) со скоростью движения захвата 0.2 мм/мин. На рис. 5 приводится зависимость напряжения (отношения осевой силы к площади поперечного сечения) от времени.

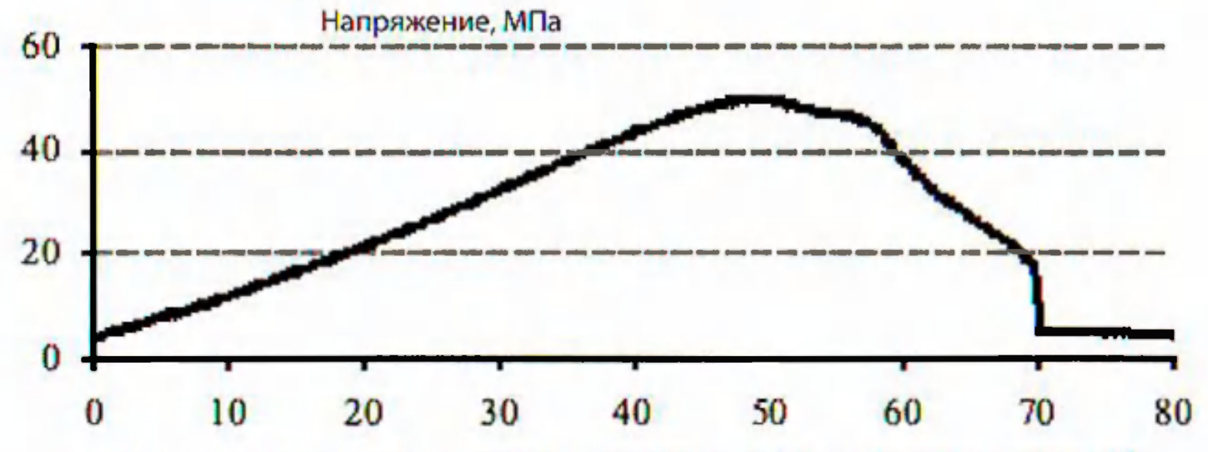


Рисунок 5 – Зависимость напряжения от времени в осевом направлении.

На рис. 6 показан снимок деформационного картирования отсканированной поверхности образца горной породы по компоненту деформации в поперечном направлении образца. Отрицательному значению компонента деформации в поперечном направлении (уменьшению размера) соответствует цвет, близкий к оттенкам синего. Цвет, близкий к оттенкам черного, соответствует нулевым деформациям. Положительным значениям поперечной деформации (увеличению размера) соответствует цвет, близкий к оттенкам красного. Белый цвет – деформация, превышающая значение 0.03.

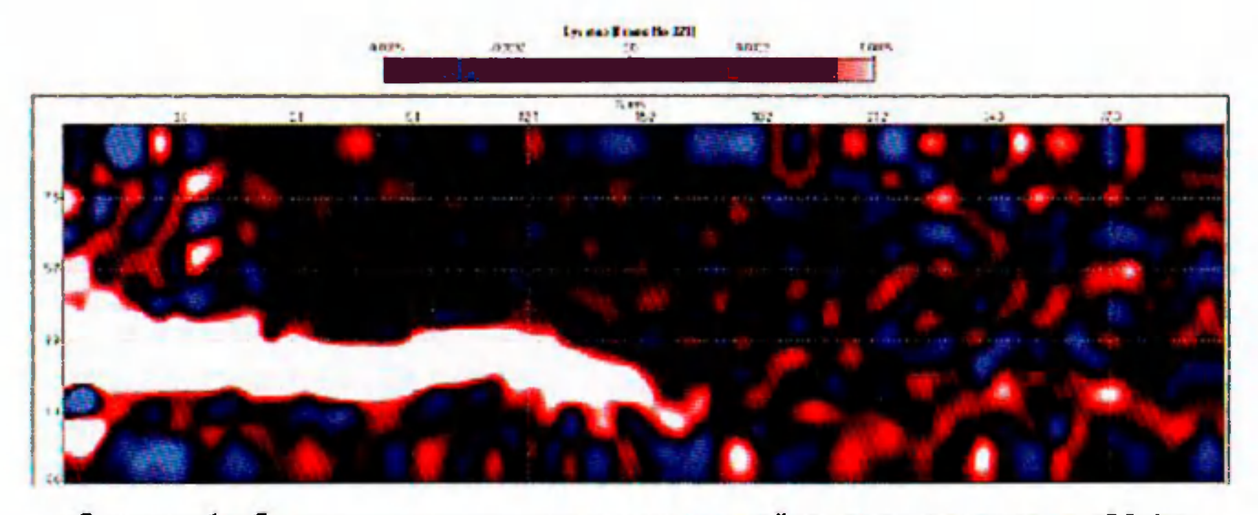


Рисунок 6 – Снимок картирования сканируемой поверхности, время 30.4 с.

На рис. 7 показан этот же момент нагружения в виде трехмерной диаграммы, где по оси X и Y отложены размеры образца, а по оси Z показана величина деформации в поперечном направлении в соответствующей точке поверхности образца.

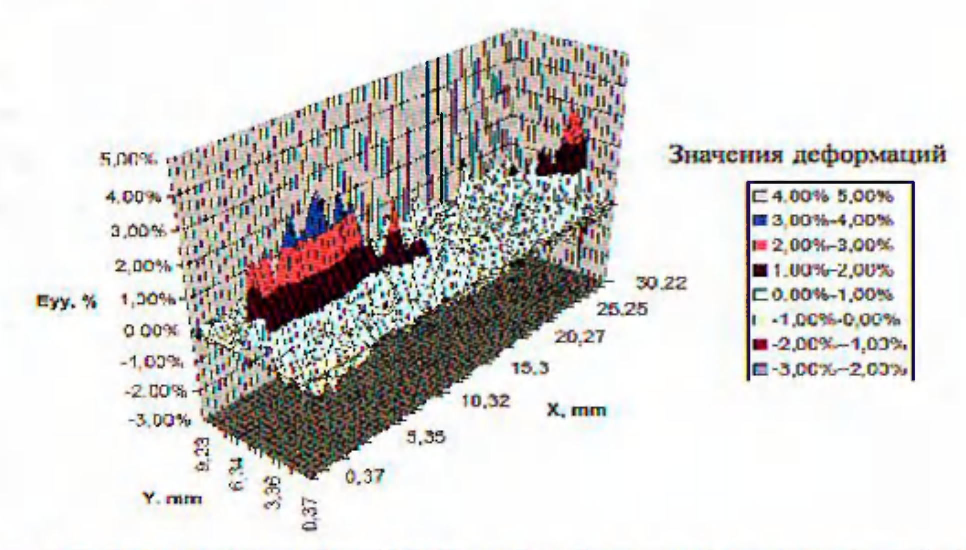


Рисунок 7 – Значения поперечной деформации в зависимости от координаты поверхности образца

По мере нагружения образца хрупко-пластичного материала зоны локализации деформации формируются, развиваются и перемещаются к месту будущего разрушения. На рис. 6 и 7 хорошо видно место образования будущей трещины. Это место и время разрушения образца, в значительной степени, определяется процессами, происходящими на предыдущих стадиях процесса деформирования. Метод двухэкспозиционной спекл-фотографии позволяет дать количественную оценку деформационных характеристик на микроуровне, исследовать закономерности возникновения и эволюции очагов локальных деформаций на стадии пластичности и предразрушения.

Исследование микроструктуры образцов на сканирующем электронном микроскопе Hitachi–3400 с использованием INCA Synergy – интегрированной системой на базе энергодисперсионного анализатора Inca Energy и EBSD HKL Channel 5 позволяет проводить одновременный анализ структуры и химического состава. Полученные карты распределения фаз, карты ориентации кристаллитов, рентгеновские карты распределения элементов дают возможность идентифицировать изменения в микроструктуре образцов в процессе нагружения на различных его стадиях, эволюцию зон локализации необратимых деформаций; самоорганизацию микротрещин, приводящую к образованию магистрального разрыва и т.п.

Комплексные исследования, проводимые в Отделе горного породоведения ИГД СО РАН, дают возможность разработать экспериментальные критерии, объединяющие параметры микроструктуры и соответствующие ей микродеформации с деформационными и прочностными макрохарактеристиками образцов, изучить влияние различных факторов (вид напряженного состояния, скорость нагружения, изменение температуры и др.), что даст возможность качественно понимать и прогнозировать развитие ситуации в большем масштабе.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Жигалкин В.М., Семенов В.Н., Усольцева О.М., Цой П.А. и др. Деформирование квазипластичных соляных пород при различных условиях нагружения. Сообщение 1. Закономерности деформирования соляных пород при одноосном сжатии. // ФТПРПИ. – 2005, № 6.
2. Жигалкин В.М., Семенов В.Н., Усольцева О.М., Цой П.А. и др. Деформирование квазипластичных соляных пород при различных условиях нагружения. Сообщение 2. Закономерности деформирования соляных пород при циклических нагружениях, трехосном сжатии, одноосном растяжении // ФТПРПИ. – 2007, № 6.
3. Жигалкин В.М., Семенов В.Н., Усольцева О.М., Цой П.А. и др. Деформирование квазипластичных горных пород при различных условиях нагружения. Сообщение 2. Закономерности деформирования соляных пород при трехосном сжатии. // ФТПРПИ. –2008, № 1.
4. Жигалкин В. М., Усольцева О. М. Экспериментальное исследование деформации полухрупких материалов. Сообщение II: Упрочнение и разрыхление при сложном нагружении // ФТПРПИ. – 2002, № 6.
5. Опарин В.Н., Барях А.А., Усольцева О.М. и др. Методы и системы сейсмодеформационного мониторинга техногенных землетрясений и горных ударов. Т. 2. Новосибирск: Издательство СО РАН, 2010, 262 с.

В.И. Востриков (ИГД СО РАН)

СИСТЕМА ДЕФОРМАЦИОННОГО МОНИТОРИНГА НА РУДНИКАХ НОРИЛЬСКОГО КОМБИНАТА

Введение

Структурная иерархия массивов горных пород, пронизывающая собой практически все доступные для лабораторных и натурных исследований масштабные уровни [1, 2] и, соответственно, наличие степеней свободы геоблоков, определяемых этой иерархией [3], приводит к тому, что в напряженных геосредах за счет перераспределения напряженно-деформированного состояния происходят смещения геоблоков, что может привести к неустойчивости стенок выработок, выражающаяся в виде отслоений, вывалов, стреляний.

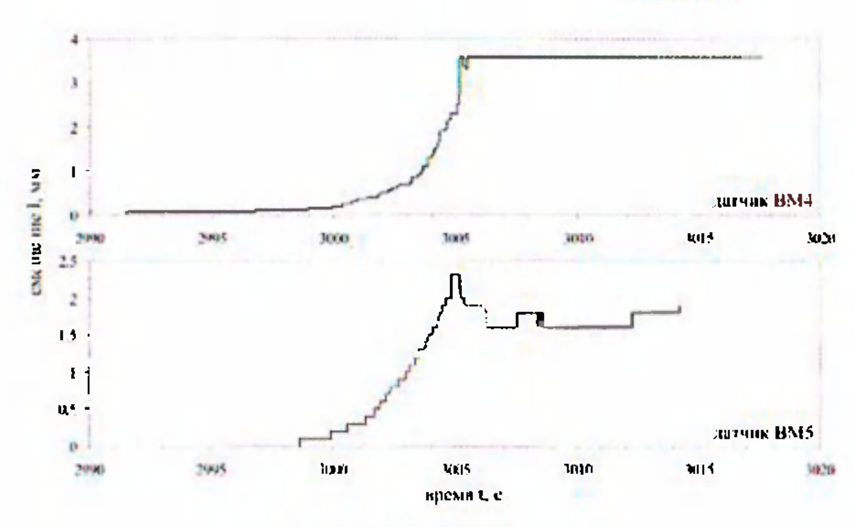
Для измерения смещений и деформаций в блочно построенных массивах горных пород в Институте горного дела СО РАН был разработан и построен измерительный комплекс, получивший название МОЭД [4]. С использованием этого комплекса проведено несколько экспериментов по исследованию поведения геоблоков в условиях глубоких рудников.

1. Проведение измерений с использованием измерительного комплекса МОЭД-1п

Уникальный эксперимент по исследованию скорости движения геоблоков при проведении взрывных работ был проведен при проходке РО-7/8ю на руднике «Октябрьский» 30.06.2010.

Измерительный зонд с двумя датчиками размещался в скважине на расстоянии 4 м от места проведения взрывных работ. Датчик ВМ4 располагался на расстоянии 0.5 м от контура выработки, ВМ5 – 2 м. После забойки выработки был проведен технологический взрыв мощностью 200 кг. Оба измерительных датчика зонда с задержкой примерно 10 мин. зафиксировали подвижку геоблоков в сторону выработки, рис. 1а. Датчик ВМ4 зафиксировал смещение более чем на 3.5 мм (дальше датчик вошел в ограничение). Датчик ВМ5, показав смещение блока на 2.3 мм, сместился в обратную сторону до величины 1.6 мм. Таким образом, геоблок, который контролирует датчик ВМ5, совершил колебательное движение. На рис. 1б представлен график скорости смещения геоблока, из которого следует, что максимальная скорость движения геоблока составила 0,7 мм/сек.





б

Скорость, мм/с

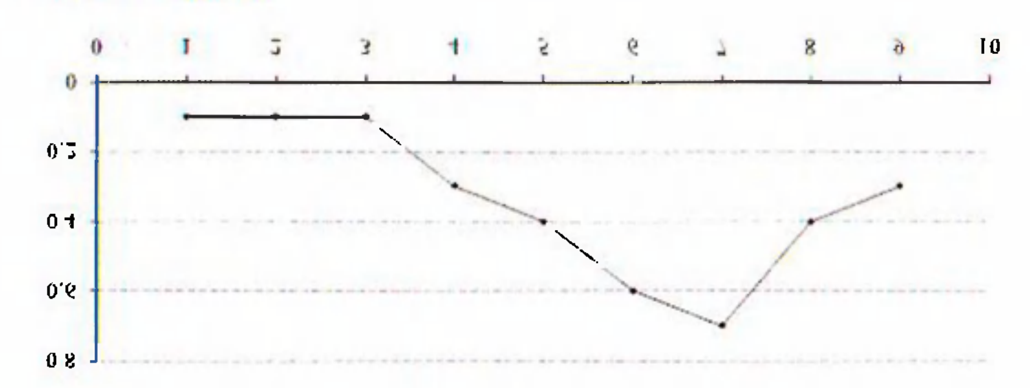


Рисунок 1 – Смещение датчиков – (а),
скорость смещения датчика ВМ5 – (б)

Еще один уникальный эксперимент по исследованию квазистатических процессов вокруг подземной выработки был проведен на специально подготовленном участке в сейсмопавильоне № 4 рудника «Октябрьский» на 800-ом горизонте. Участок интересен тем, что находится в сейсмоактивной зоне рудника и на него надвигается фронт очистных работ. Схема расположения скважин и установка в них измерительных зондов приведена на рис. 2. Измерительная скважина 1 пересекла тектоническое нарушение. Эксперименты проводились с использованием модернизированного скважинного продольного деформометра МОЭД-1п. Была разработана новая конструкция распора к стенкам скважины, более надежный узел стыковки досылочных штанг между собой, обеспечивающий необходимые метрологические характеристики. Разработанное прикладное программное обеспечение позволяет гибко настраивать режимы работы измерительной системы, съема и архивирования информации.

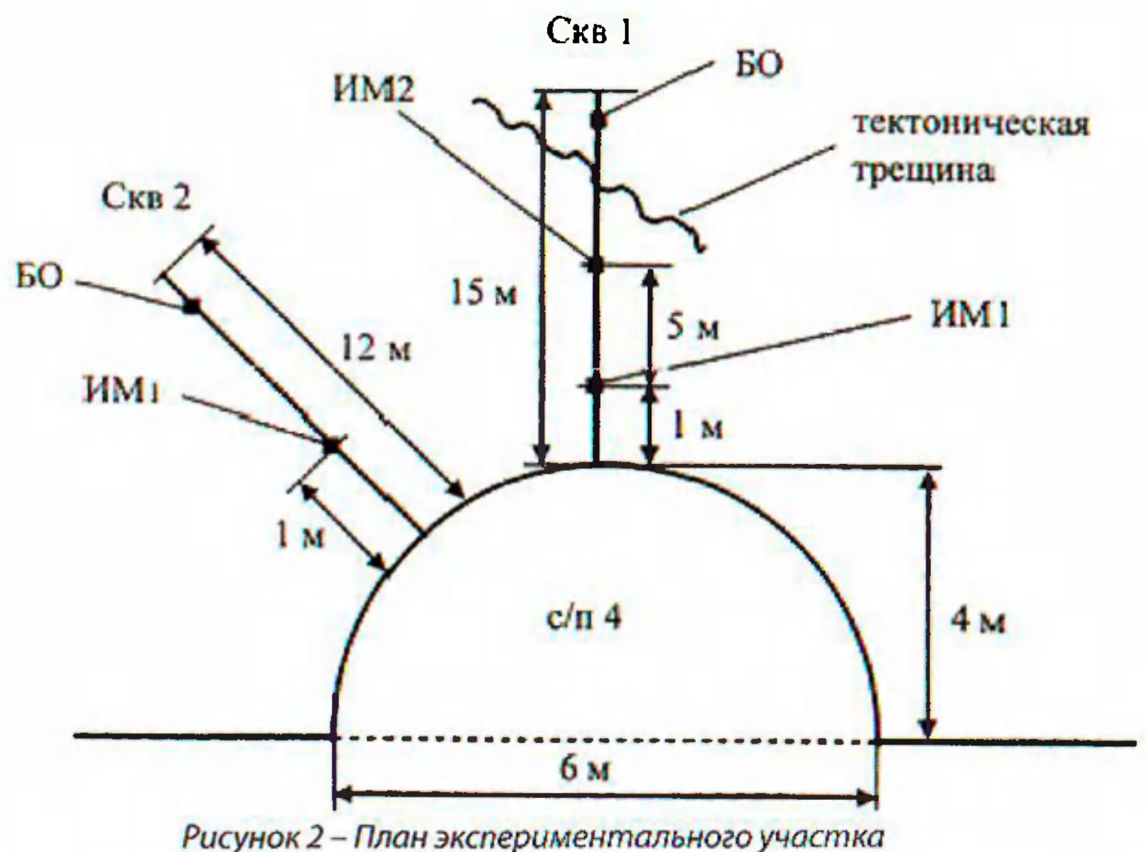


Рисунок 2 – План экспериментального участка

В скважину 1 был установлен зонд с двумя измерительными датчиками ИМ1 и ИМ2, а во 2-ю – с одним ИМ1. Базовые опоры БО у обоих измерительных зондов закреплялись на расстоянии 10 м от контура сейсмопавильона. Измерения проводились круглосуточно в течение 6 суток. На четвертые сутки измерений датчики в обеих скважинах зарегистрировали подвижки геоблоков. Графики смещений геоблоков приведены на рис. 3. По скважине №1 в первый момент времени оба датчика сместились на 0,15 мм синфазно в сторону массива, затем второй датчик, совершив колебательное движение, занял первоначальное состояние, а через 0,1 сек. сместился в сторону первого датчика на 0,15 мм. Первый датчик в этой измерительной скважине сместился в сторону второго датчика. Через 0,2 сек. после начала подвижек датчики заняли устойчивое состояние. Таким образом, произошло сжатие геоблоков между датчиками ИМ1 и ИМ2. Датчик ИМ2 по скважине 2 зафиксировал смещение в сторону массива. Необходимо отметить, что подвижки блоков произошли спустя, примерно, 4 часа после циклограммы взрывных работ. Таким образом, горный массив перестраивается после динамических воздействий не сразу, а через некоторое время.

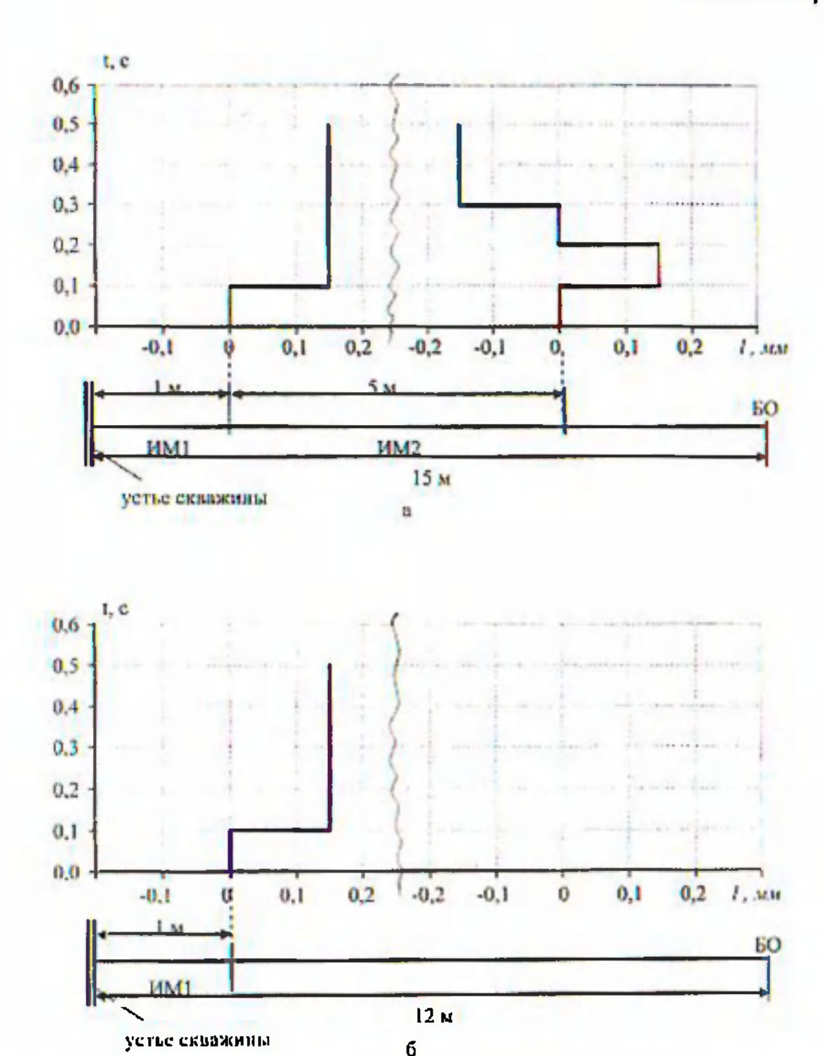


Рисунок 3 – Графики смещения геоблоков, зарегистрированные на 4-ые сутки измерений: а – по скважине 1; б – по скважине 2

2. Система деформационного мониторинга на руднике «Октябрьский»

В 2010 г. в трех сейсмопавильонах (№ 3, 4 и 6) рудника «Октябрьский» были развернуты измерительные станции, построенные на основе приборных комплексов МОЭД-1п.

Сейсмическая обстановка на участках развертывания измерительных комплексов

Сейсмопавильон № 3 расположен в поле шахты рудника «Октябрьский» в сравнительно спокойной в сейсмическом отношении зоне [5]. В 2009 г. в районе этого сейсмопавильона суммарное количество сейсмособытий составило 224, суммарная энергия сейсмособытий – 158 348 Дж и удельная энергия одного сейсмособытия составила 706,9 Дж. Участок расположения сейсмопавильона № 3 по сейсмоактивности можно отнести к переходному между активным и пассивным режимами.

Сейсмопавильон № 4 расположен в РМ-1 в районе предохранительного целика ВЗС-ВСС. Этот район характеризуется самыми высокими параметрами сейсмоактивности: количеством сейсмособытий и их энергией. В год здесь происходит несколько тысяч сейсмособытий, с суммарной энергией достигающей значений нескольких МДж. Причем напряженное состояние продолжает увеличиваться. Именно здесь в 2005 г. произошло событие с энергией $1.4x10^5$ Дж.

Сейсмопавильон № 6 расположен в районе шахты № 2 рудника «Октябрьский» в панели 11 между РМ-1 и РМ-2. В месте расположения сейсмопавильона в 2009 г. суммарное количество сейсмособытий составило 93, суммарная энергия равнялась 53 680 Дж, удельная энергия одного сейсмособытия составила 577 Дж. Таким образом, данный участок можно охарактеризовать как спокойный в сейсмическом отношении.

Геологическое описание массивов горных пород в районах расположения 3, 4 и 6 сейсмопавильонов

В районе расположения сейсмопавильона №3 на всем интервале – в кровле и боках габбро-долериты оливиновые сильной трещиноватости, безрудные и с вкрапленностью сульфидов. Трещины в породе различной ориентировки: пологие, наклонные, крутые часто с гладкими стенками с примазками ослабляющих минералов. Отмечаются отдельные гладкие тектонические (малоамплитудные – до 1,5м и безамплитудные) трещины с зеркалами и бороздами скольжения выполнены хлоритом и ангидритом – до 15см. Нарушенность массива сильная.

В районе расположения сейсмопавильона №4 залежь сплошных (богатых) руд халькопирит-пирротинового состава в пределах предохранительного целика ВЗС-ВСС имеет северо-восточное падение под углом 13–15°. Мощность рудного тела изменяется в широких пределах, достигая 35–40 м.

Тектоническая обстановка в пределах предохранительного целика характеризуется как относительно спокойная (крупноамплитудные тектонические нарушения отсутствуют). Однако как на гор. –750 м, так и на гор. –700 м имеется ряд локальных геологических нарушений, непосредственно пересекающих ствол (на гор. –750 м) или располагающихся в непосредственной близости от него (гор. –700 м) с достаточно крутым падением, в основном, на запад и северо-запад.

Нарушенность сплошных руд оценивается на 80-85 %, как средняя, и на 15-20 %, как сильная. Нарушенность подстилающих (роговики) и покрывающих (габбро-долериты) залежь пород оценивается на 85-90 %, как сильная, и на 10-15 %, как средняя.

Горный массив, вмещающий ствол ВЗС в районе отметок –700 –750 м, представлен мощным слоем разновидностей габбро-долерита и роговика. В интервале отметок -697 + -716 м, и -738 -747 м массив представлен очень крепким и слаботрещиноватым роговиком. Между роговиками в районе отметок -716 -738 м залегает крепкий, недифференцированный и мелкозернистый габбро-долерит. Массив габбро-долерита нарушен трещинами, которые заполнены минералами хлорит-серпентинового состава.

Естественная нарушенность межгоризонтного массива представлена двумя разноориентированными системами субпараллельных или взаимопересекающихся разрывных трещин, образованных тектоническими нарушениями. На южном фланге ствола система тектонических трещин ориентирована близко к широтному направлению, а на северном – к меридиональному. Тектонические трещины располагаются субпараллельно или взаимопересекаются, образуя общую систему тектонической нарушенности массива. Плоскость падения трещин ориентирована в основном в западном направлении, а угол падения плоскости трещин составляет 70–80°.

В районе расположения сейсмопавильона №6 габбро-долериты такситовые сильной трещиноватости, частично измененные. Трещины различной ориентировки, крутые, пологие. Стенки трещин неровные, шероховатые выполненные ангидритом, а так же ровные гладкие с примазками хлорита. Нарушенность габбро-долеритов – сильная.

Деформационный мониторинг массивов горных пород в районах расположения 3, 4 и 6 сейсмопавильонов

Приборные комплексы устанавливались в скважины диаметром 110 мм и длиной 15 м. Базовые опоры закреплялись на глубине 10 м. Деформационный мониторинг проводился в два периода времени: в мае и в июле.

Приборный комплекс МОЭД-1п в сейсмопавильон № 3 был установлен и включен на проведение долговременных измерений с 12 мая по 26 мая. За первые сутки измерений датчик деформометра сдвинулся вглубь массива на величину 0.1 мм, рис. 4. Затем, вплоть до 25.05 показания датчика сохранялись на уровне – 0.1мм. Резкое смещение датчика произошло 25.05 В период времени 6 час. 25.05 и по 23 час. 59 мин. 25.05 состояние датчика изменилось с – 0.1 мм до – 0.2 мм, которое сохранилось до 4 час. 26.05 Значения смещений со знаком минус по оси ординат на графиках показывает, что измерительный датчик сместился вглубь массива.

Следующий этап измерений был проведен в период 6.07 – 23.07.2010. График показаний датчика за этот период приведен на рис. 4 справа. Здесь наблюдаются существенные подвижки горного массива, конечное значение которых достигло величины 1.0 мм, причем датчик уверенно смещается вглубь массива.

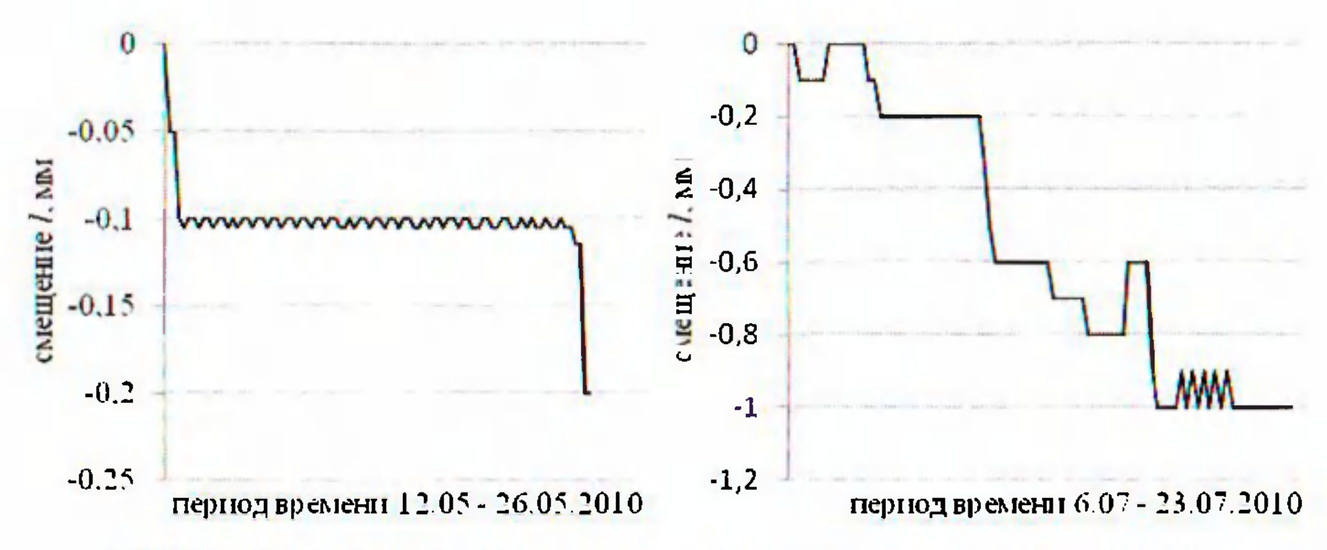


Рисунок 4 – Графики смещения геоблока на участке сейсмопавильона №3

Из анализа графика, приведенного на рис. 4 за период времени 6.07 – 23.07.2010, следует, что контролируемый участок массива горных пород ведет себя неоднозначно. В некоторые моменты времени его смещения происходят в сторону выработки, хотя общее направление смещения контролируемого блока во внутрь массива сохраняется. Контролируемый участок массива горных пород «отслеживает» перераспределение горного давления. Если учесть, что нарушенность массива сильная (см. геологическое описание), т.е. существует свобода движения, можно предположить, что такой характер поведения этого участка сохранится и в дальнейшем.

В сейсмопавильоне №4 первый период измерений был проведен с 11.05 по 26.05. 2010.

За этот период были зарегистрированы несущественные изменения показаний прибора 0–0.05 мм, рис. 5 слева. Такой характер показаний сохранялся до 25.05 18 час. 01 мин. В это время произошло увеличение показаний до – 0.1 мм. Знак минус показывает, что измерительный датчик сместился вглубь массива.

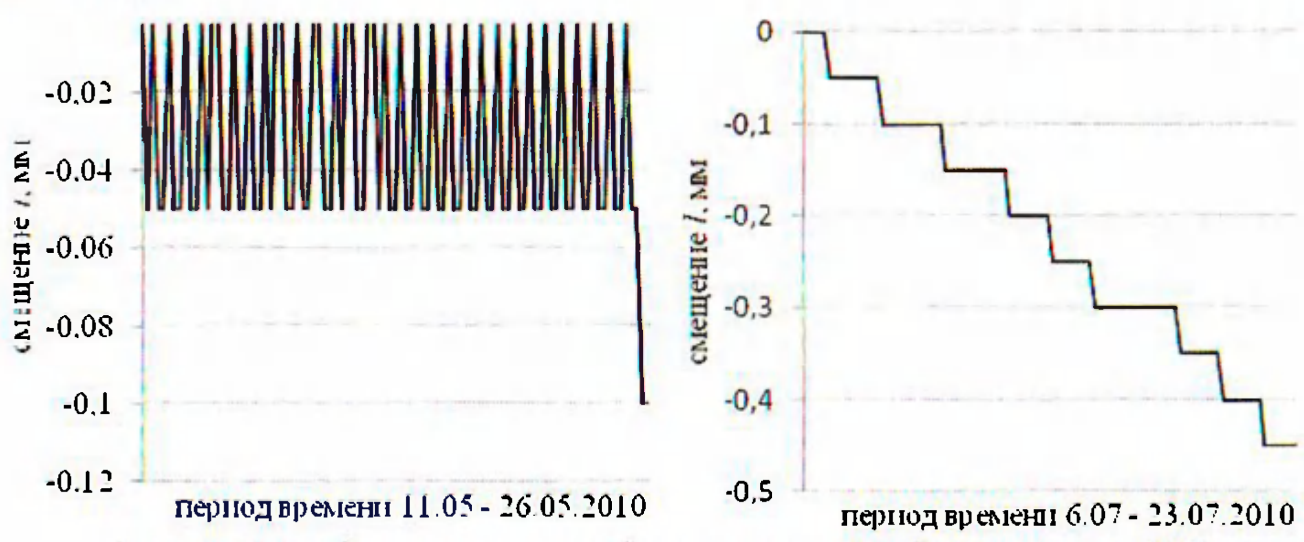


Рисунок 5 – Графики смещения геоблока на участке сейсмопавильона № 4

Следующий этап измерений был проведен в период 06.07 – 23.07.2010. График показаний датчика за этот период приведен на рис. 5 справа. Здесь наблюдаются существенные подвижки горного массива, конечное значение которых достигло величины 0.45 мм, причем датчик уверенно смещается вглубь массива. Можно предположить, что контролируемый участок находится под действием постоянно увеличивающегося напряженного состояния.

В сейсмопавильоне №6 приборный комплекс был включен на проведение долговременных измерений 11 мая, рис. 6. До 24.05 регистрировались нулевые показания датчика. Затем в период 24.05–26.05 произошли два скачка датчика, причем эти смещения горного массива произошли наружу, рис. 6 слева.

Следующий этап измерений был проведен в период 06.07 – 23.07.2010. График показаний датчика за этот период приведен на рис. 6 справа. За этот период наблюдаются несущественные подвижки горного массива в сторону контура сейсмопавильона. На основании этих измерений можно сделать вывод, что данный участок массива горных пород находится в слабо напряженном состоянии.

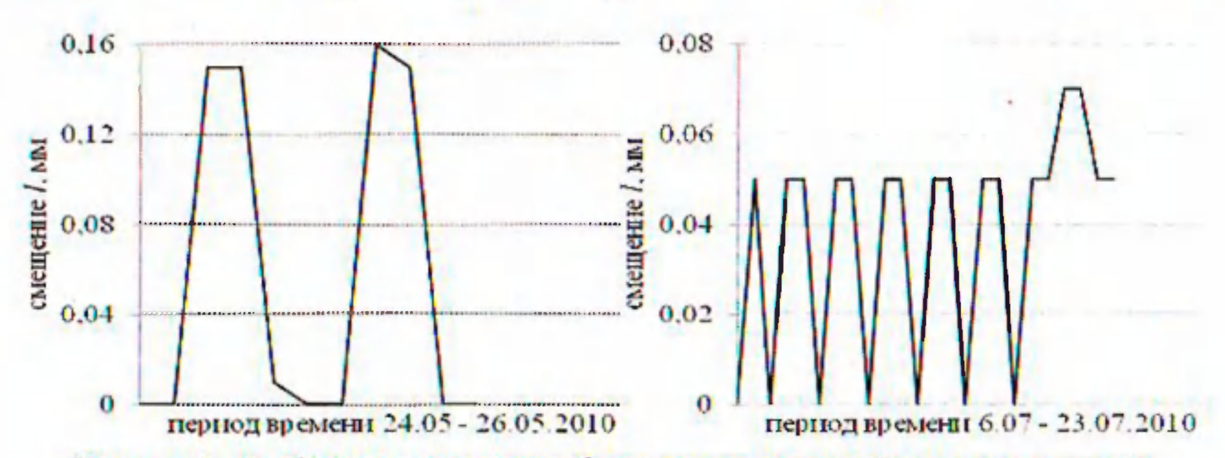


Рисунок 6 – Графики смещения геоблока на участке сейсмопавильона №6

Заключение

Из проведенных экспериментов по деформационным измерениям следует, что горный массив перестраивается после динамических воздействий не сразу, а через время, определяемое скоростью распространения маятниковой волны, которая, в свою очередь, зависит от напряженно-деформированного состояния массивов горных пород, трещиноватости, энергии динамического воздействия. При этом контролируемые блоки прежде чем занять устойчивое положение могут совершать колебательные движения, определяемые степенью свободы этих блоков.

По результатам деформационного мониторинга на трех разных по степени сейсмоактивности участках массивов горных пород следует:

– в сейсмоактивной зоне геоблоки смещаются вглубь массива. Можно предположить, что этот участок массива горных пород находится под действием постоянно увеличивающихся напряжений, под действием которых стенка выработки смещается в глубь массива. Происходит уплотнение данного участка массива горных пород;

– в переходной в сейсмическом отношении зоне контролируемый блок также в основном смещается вглубь массива, совершая при этом колебательные движения. Очевидно, это связано с локальным перераспределением напряжений в массиве горных пород;

– в пассивной в сейсмическом отношении зоне смещения не наблюдались, а редкие регистрируемые подвижки блока происходят в направлении выработки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Садовский М.А. Естественная кусковатость горной породы // ДАН СССР. – 1979. – Т. 247, № 4.

2. Садовский М.А. О свойстве дискретности горных пород // Физика Земли. – 1982. – № 12.

3. Курленя М.В., Опарин В.Н., Еременко А.А. Об отношении линейных размеров блоков к раскрытию трещин в структурной иерархи массивов // ФТПРПИ. – 1993. – № 3.

4. Востриков В.И., Акинин А.А. Система дистанционного геомониторинга деформационно-волновых процессов в горном массиве // ФТПРПИ, – 2004, – № 6.

5. Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. // Труды конф-ции 10–13 октября 2005 г. Новосибирск – 2006.

В.Н. Опарин, В.И. Востриков (ИГД СО РАН)

КИНЕМАТИЧЕСКИЙ КРИТЕРИЙ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ПРЕДЕЛЬНОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

Введение

В настоящее время на ряде крупнейших горнодобывающих предприятий России (Норильск, Апатиты, Таштагол, Североуральск и др.) функционируют многоканальные автоматизированные системы оперативного контроля сейсмической активности в пределах шахтных полей, индуцированной ведением подземных горных работ. Активное внедрение в системы сейсмического мониторинга цифровой регистрирующей аппаратуры сделали доступными значительные объемы данных об опасных геодинамических процессах в горных массивах. Это позволило разрабатывать новые подходы к обработке и интерпретации данных сейсмического мониторинга, в которых важными требованиями становятся достоверность и оперативность.

1. Сейсмический мониторинг

Сейсмический мониторинг на рудниках «Октябрьский» и «Таймырский» осуществляется Центром автоматизированных систем контроля горного давления (ЦАСКГД) на базе сейсмостанции «Норильск». За время наблюдения с 1994 г. накопился обширный массив данных, анализируя который можно проследить развитие сейсмической обстановки на рудниках «Октябрьский» и «Таймырский» [1].

Из довольно распределенной картины проявления сейсмоактивности в 1994 г., начиная с 1999 г. и до конца 2008 г., формируются устойчивые в своем проявлении зоны сейсмоактивности с четко очерченными границами (рис. 1). На рисунке выделены три характерные сейсмозоны: 1 – самая сейсмоактивная, 2 – переходная в сейсмическом отношении и 3 – пассивная.

Особенно сейсмоактивен район РМ-1, зоны 1 и 2. Первая зона относится к южной, вторая - к северной части РМ-1. На южную часть приходится около 50% всех сейсмособытий, регистрируемых по обоим рудникам. В 2004 г. по сравнению с 2003 г. в зоне 1 произошло резкое увеличение удельной энергоемкости сейсмособытия – на 55 %. По удельной энергоемкости единичного сейсмособытия этот участок вышел на второе место вслед за 2-ой зоной, но учитывая динамику роста этих параметров, числа событий и их энергию, можно прогнозировать дальнейшее увеличение уровня сейсмоактивности этой зоны с резким креном в сторону «тяжелых» сейсмособытий, то есть высокоэнергетичных. В августе 2005 г. в зоне 1 произошло сейсмособытие с энергией около 140000 Дж – крупнейшее за весь период с 1993 г. геомеханических наблюдений сейсмостанцией «Норильск».

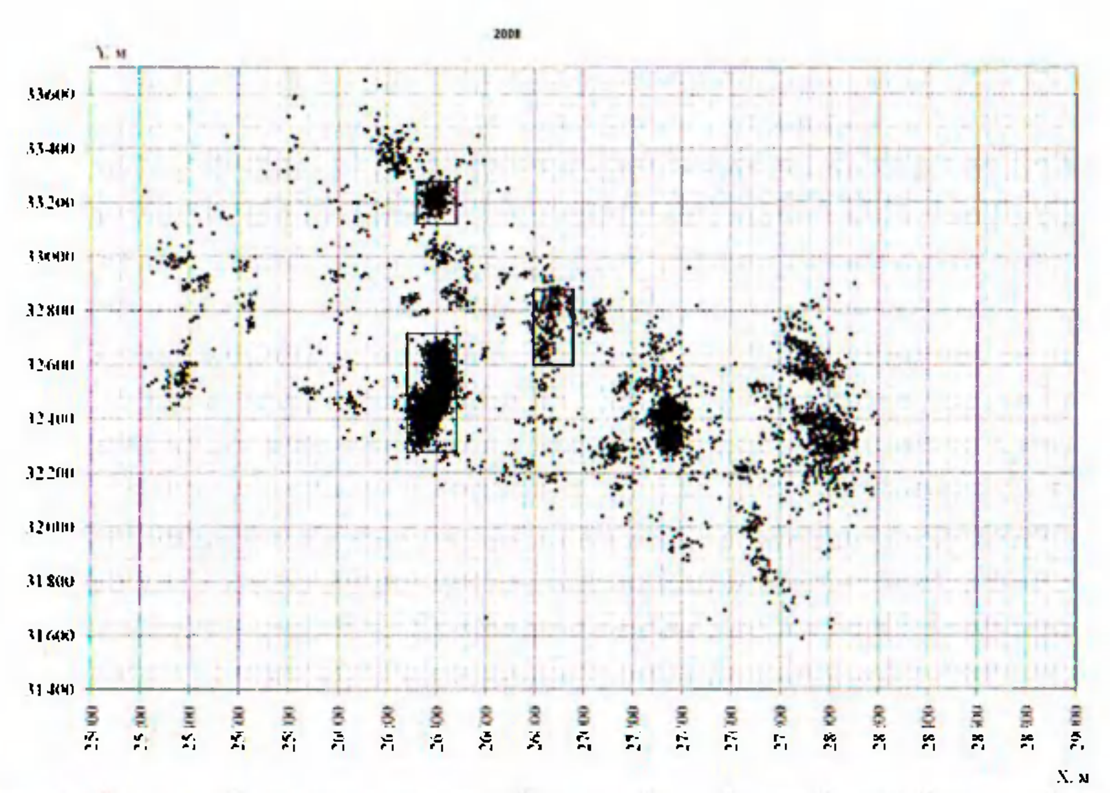


Рисунок 1 – Карта сейсмоактивности рудников «Октябрьский» и «Таймырский» за 2008 г.

Обработка и анализ банка данных сейсмособытий за 2005 г. показал, что в поле рудников «Октябрьский» и «Таймырский» зафиксировано уменьшение сейсмособытий (в том числе с энергией более 1000 Дж) и их суммарной энергии по сравнению с 2004 г. Крупные сейсмособытия регистрировались в сформированных ранее зонах в поле этих рудников. Зоны сейсмической активности рудника «Октябрьский» практически не меняют своего местоположения в течение последних 7 лет. В поле рудника «Таймырский» также периодически формируются зоны сейсмоактивности в ранее отмеченных местах. Основная часть сейсмособытий зарегистрирована в породах почвы и в кровле рудного тела, что свидетельствует об эффективности проведенных профилактических мероприятий по разгрузке в рудном массиве. Часть сейсмособытий тяготеет к тектоническим нарушениям рудников. Подавляющее число сейсмособытий отмечалось перед фронтом очистных работ, в породах почвы и в рудном теле в южной части РМ-1 (панель 9) и в целике ВЗС-ВСС (панель 10) рудника «Октябрьский».

Предполагая, что каждому уровню выделенной энергии соответствует определенный объем горного массива [2], можно судить об уровне структурных блоков и объемах горной массы, активизировавшихся в 2005 г. Ясно, что чем больше уровень выделяемой сейсмособытием энергии, тем большим по размеру структурным элементом или объемом массива он обусловлен [3]. Увеличение числа энергоемких сейсмособытий показывает, что состояние горного массива достигло того уровня, когда горнодобычные работы оказывают свое влияние на все более массивные объемы геосреды. Об этом также говорит и возросшее значение «пиковой» энергоемкости единичных (в год 2–3) сейсмособытий, достигшее в 2004 г. порядка 30000 Дж.

2. Кинематический критерий прогнозирования предельного состояния массивов горных пород

Определение и анализ кинематических характеристик сейсмических процессов в массивах горных пород занимают важное место в оценках геодинамической обстановки. Пространственные и временные параметры распределения сейсмособытий, их интегральные характеристики позволяют оценить геомеханическое состояние отдельных участков горного массива.

В качестве информативных характеристик ниже определяются и используются:

– «кажущаяся» скорость миграции отдельных сейсмособытий для упорядоченных по времени последовательностей их проявления;

– среднемесячная скорость миграции приведенного центра сейсмоэнерговыделения для контролируемых зон массива.

В расчете этих характеристик заключается метод «кажущихся» скоростей, сущность которого состоит в следующем. При поступательном и вращательном движении геоблоков вследствие локального перераспределения напряженного состояния возникают сейсмоэмиссионные процессы [4], изменение пространственного положения которых показывает направление и скорость волны смещения или деформации. Считаем, что значительные подвижки крупных геоблоков, которые регистрируются в виде энергоемких сейсмособытий, активируют «жизнь» более мелких блоков, регистрируемых в виде менее энергоемких сейсмособытий, упорядоченных по времени их проявления. Очевидно, из общей последовательности сейсмособытий можно выбирать такие подпоследовательности с ограничениями по энергетическому параметру W_i.[5].

$$W_i = W(x_i, y_i, z_i, t_i) \qquad i = 1, 2, \ldots, N_0$$

где N_0 — объем каталога сейсмособытий; W_i — энергия; (x_i, y_i, z_i) — координаты i-го сейсмособытия, причем, $t_i < t_{i+1}$.

Тогда «кажущейся» скоростью миграции i-го сейсмособытия назовем величину V_K, определяемую по формуле:

$$V_K = \frac{\sqrt{(x_i - x_0)^2 + (y_i - y_0)^2 + (z_i - z_0)^2}}{t_i - t_0},$$

где t_i, x_i, y_i, z_i – время и координаты i – го сейсмособытия; t_0, x_0, y_0, z_0 – время и координаты крупного инициирующего сейсмособытия, которое повлекло за собой ряд мелких по энергоемкости сейсмособытий.

Среднемесячную скорость V_E миграции центра сейсмособытий вычисляем по формуле:

$$V_E = \sqrt{(x_{i+1} - x_i)^2 + (y_{i+1} - y_i)^2 + (z_{i+1} - z_i)^2} / (\Delta t_0)$$

где i = 1, ..., 11; Δt_0 – время (30 • 24 • 3600), сек,

$$x_i = \frac{1}{N}\sum_{1}^{N} x_j, \qquad y_i = \frac{1}{N}\sum_{1}^{N} y_j, \qquad z_i = \frac{1}{N}\sum_{1}^{N} z_j.$$

где x_j, y_j, z_j – координаты i-го сейсмособытия;
N – количество сейсмособытий за месяц.

В качестве диагностического показателя напряженно-деформированного состояния участков массивов горных пород с позиции их удароопасности предлагается использовать отношение описанных выше скоростных характеристик во времени:

$$\chi(t) = \frac{V_E}{V_k}(t)$$

Расчет скоростей вызывает определенную сложность, так как автоматизация процесса выделения групп сейсмособытий для вычисления «кажущихся» скоростей затруднен из-за того, что динамический диапазон сейсмособытий по энергии весьма большой, инициирующее сейсмособытие само может быть инициируемым, когда является афтершоком более крупного сейсмособытия; число сейсмособытий достаточно велико.

3. Верификация критерия удароопасности породных массивов χ

Для проверки критерия χ(t) была выполнена обработка большого объема сейсмической информации по рудникам Талнахско-Октябрьского месторождения полиметаллов, в результате которой удалось показать, что предложенное выше отношение скоростей в пределах зон концентрации напряжений для шахтных полей (разделительные массивы, опорные целики) является важным показателем перехода контролируемых участков в удароопасное состояние.

Расчет среднего значения критерия по годам за период 1999–2008 г. (табл. 1) был проведен для трех выделенных зон (рис. 2).

Таблица 1 – Среднее значение критерия χ(t)по годам

Зона	Год									
	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008
1	0,55	0,13	0,75	0,27	0,27	0,11	0,18	0,58	0,15	0,16
2	11,7	16,4	43,6	72,3	322	31,9	34,3	913	162	1074
3	151	26,7	18,8	14,6	14,7	24,9	254	105	138	402

Из приведенной таблицы видны существенные различия в значениях критериального параметра. Для самой сейсмоактивной зоны это значение существенно меньше, чем для двух других зон. Необходимо отметить, что изменения значения χ(t) по годам носит волнообразный характер, рис. 2. В 2001 г. значение χ(t) имеет наибольшее значение. Можно сказать, что в этот год зона 1 находилась в менее напряженном состоянии, чем в остальные годы.

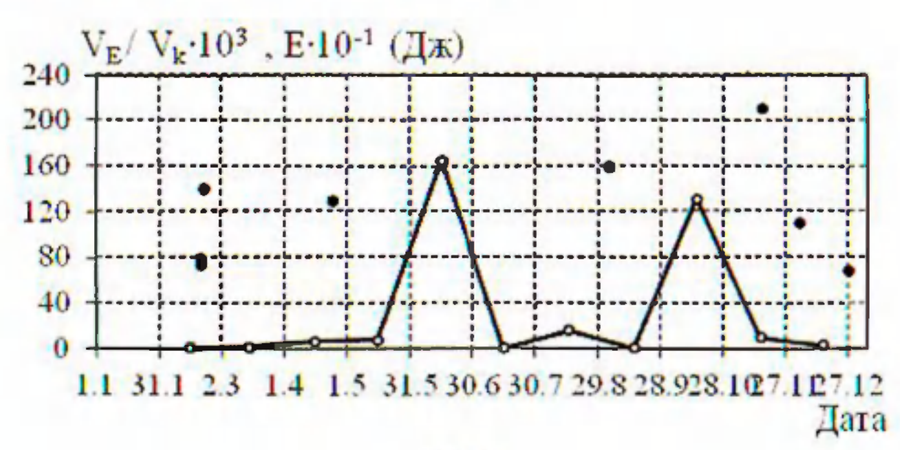
Для зоны 1 были рассчитаны помесячные значения χ(t) за период 1997–2008 гг.

На рис. 3 приведены полученные графики выборочно за несколько лет: 1997, 1998, 1999, 2007 и 2008 гг. На эти же графики нанесены точками существенные динамические события, положение которых по высоте определяется энергией этих событий.

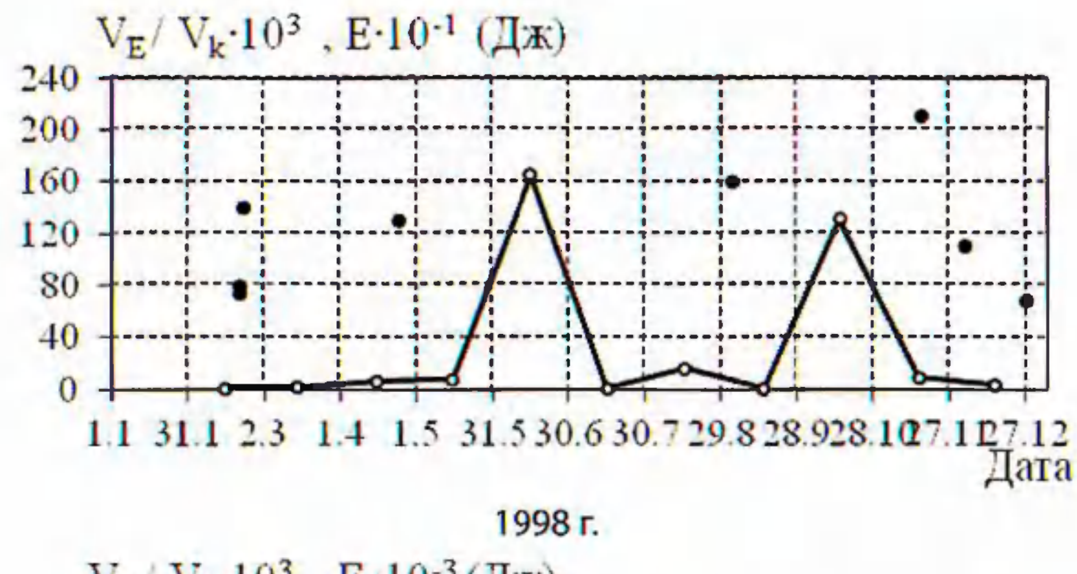


Рисунок 2 – Зависимость параметра χ(t) по годам для зоны 1 рудника «Октябрьский»

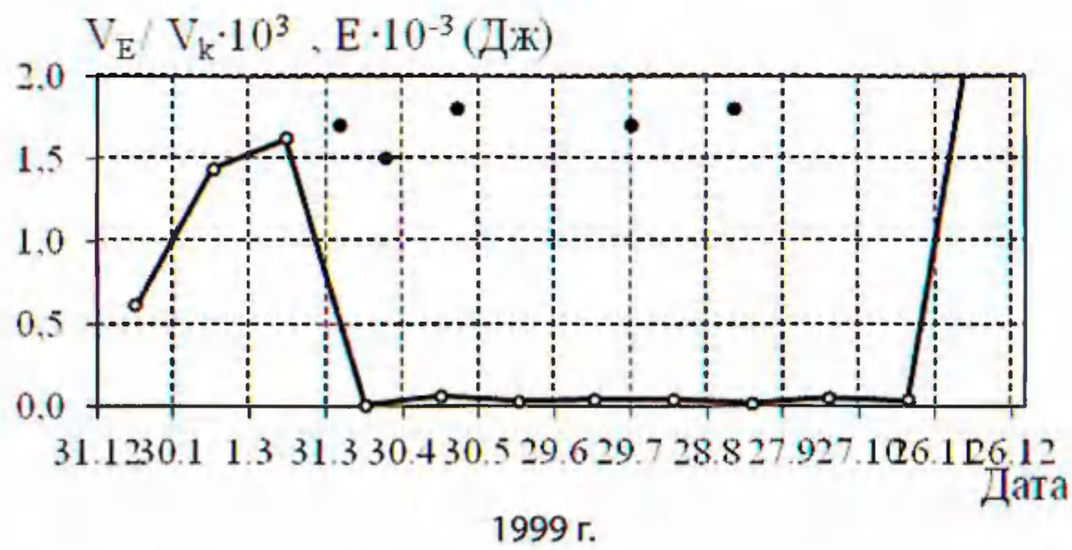
Из анализа представленных результатов видно, что крупные динамические проявления состояния массивов горных пород в подавляющем большинстве случаев приходятся на временные интервалы с минимальными значениями параметра χ(t), то есть в эти периоды времени резко возрастает напряженно-деформированное состояние данной сейсмоактивной зоны. При анализе состояния зоны необходимо учитывать, что в эти годы резко возросла сейсмоактивность, вырос средний уровень удельной энергоемкости одного сейсмособытия, шумовой фон.



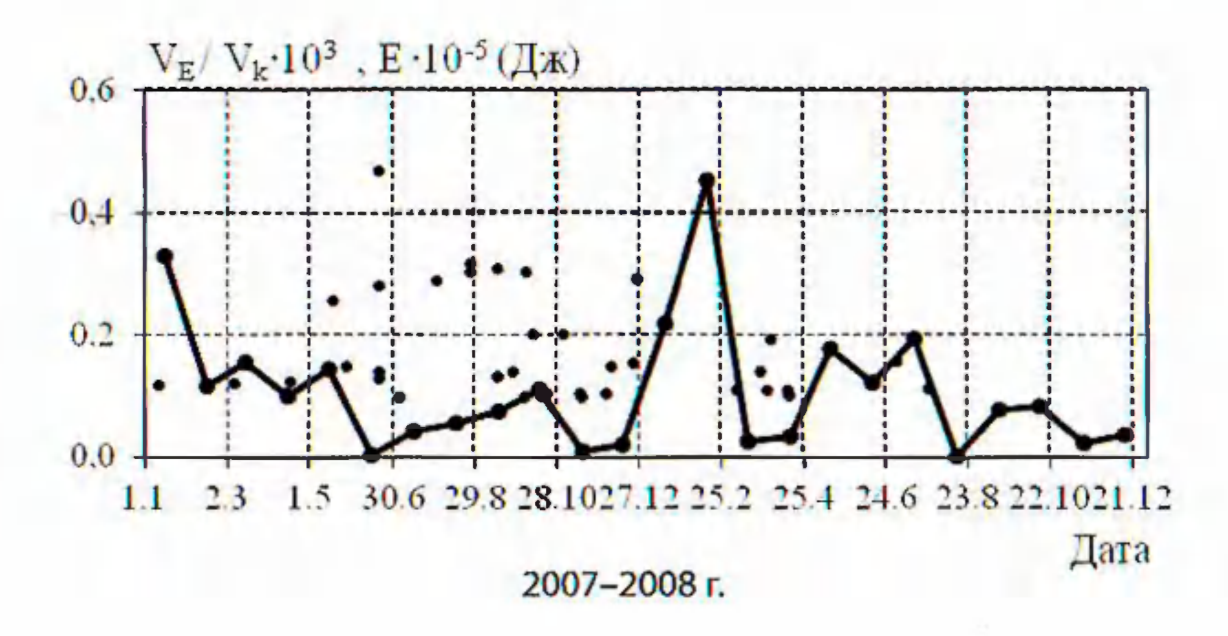
1997 г.



1998 г.



1999 г.



2007–2008 г.

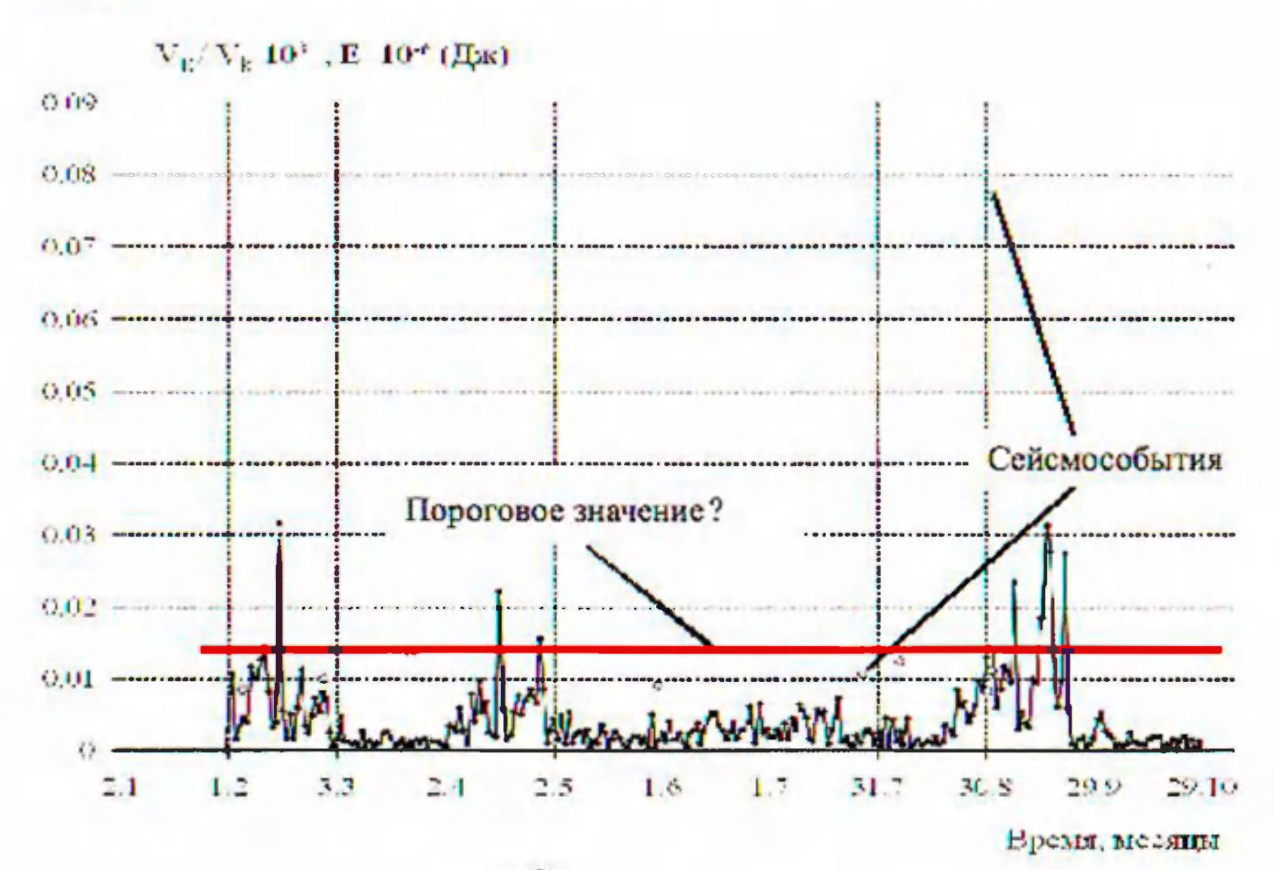
Рисунок 3 – Зависимость χ(t) в течение года для 1997, 1998, 1999, 2007 и 2008 гг.

Рассмотрим результаты обработки информации с другими параметрами расчета кинематических характеристик. Окно анализа задаем 30 дней, шаг сдвига – 1 день. Расчет проводим за 2009 год для трех зон. Результаты расчета приведены на рис. 4.

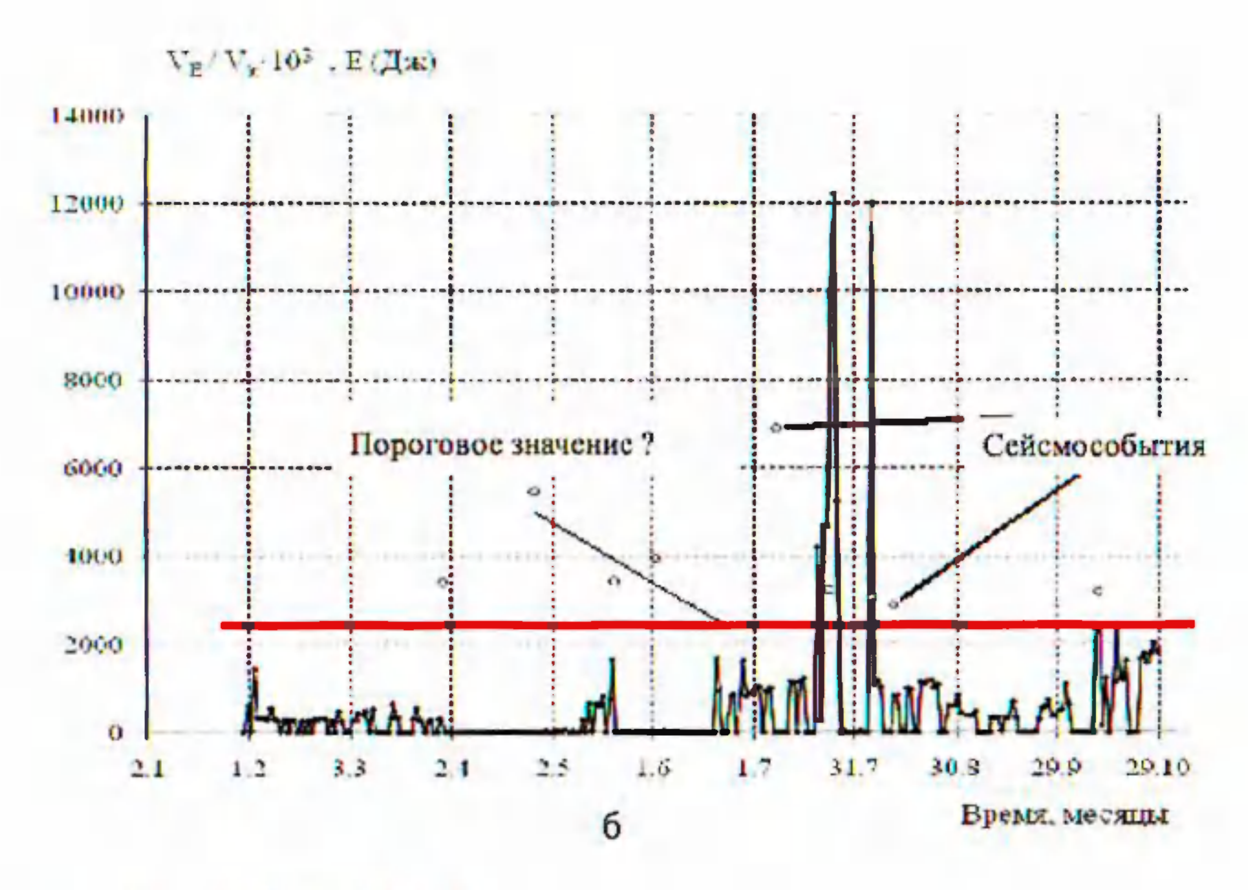
Самая сейсмоактивная зона № 1 характеризуется наименьшим значением параметра χ, рис. 4а. На график параметра χ этого рисунка нанесены существенные сейсмособытия, произошедшие в 2009 году. На графике определяем значения χ, при которых произошли крупные события, среди которых выбираем χ, имеющего самое большое значение. Это значение будет являться пороговым для данного периода времени. В этой зоне можно определить пороговое значение $\approx 0.015 \times 10^{-3}$, ниже которого можно ожидать проявления сейсмособытий, обладающих большой энергией. На графике выделяются три периода времени, имеющие в основном большое значение χ – это февраль, апрель и сентябрь. В эти периоды крупные сейсмособытия не проявляются.

По зоне № 2 рассчитанный параметр приведен на рис. 4б. В этой зоне пороговое значение равно 2.3. Все крупные сейсмособытия, свыше 3000 Дж, укладываются в моменты времени значительно ниже порогового уровня параметра χ.

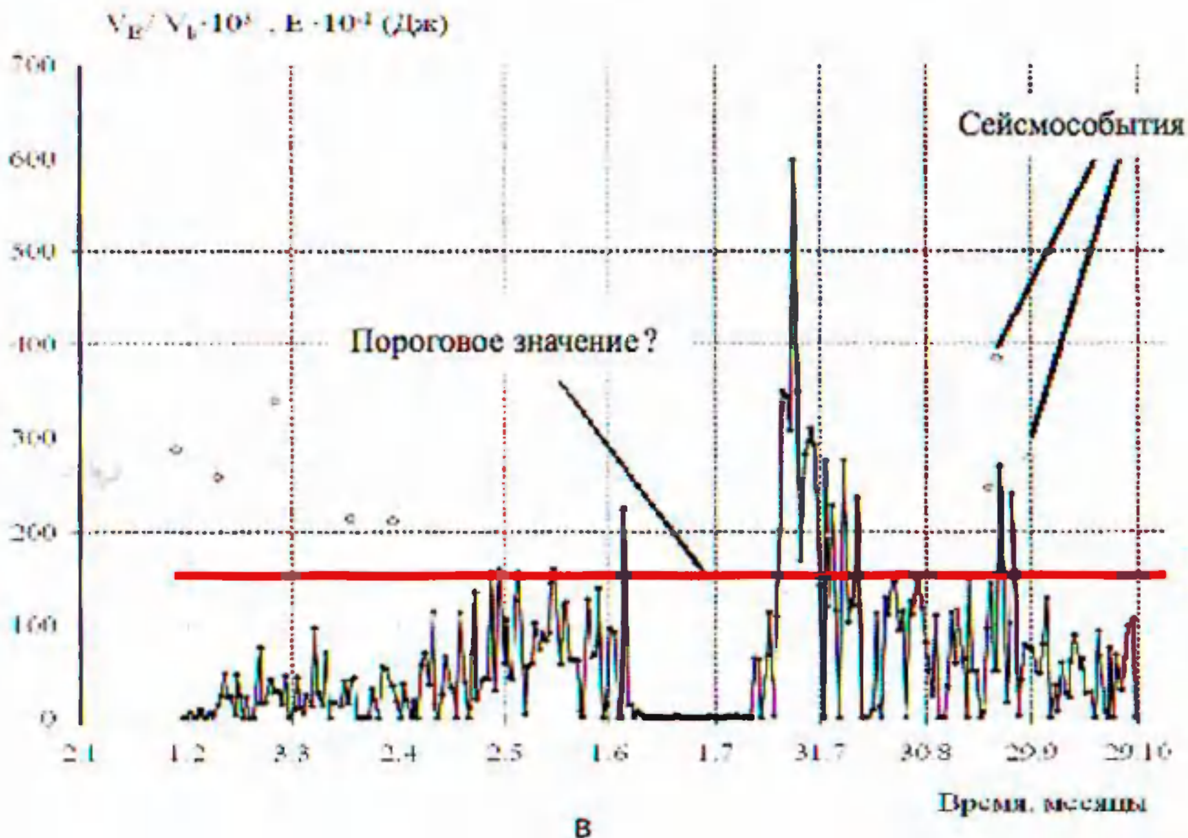
На рис. 4в приведен график параметра χ, рассчитанный для зоны 3. Пороговое значение параметра равно 0.15. Здесь также крупные сейсмособытия пpявляются в промежутки времени меньше порогового значения.



а



б



в

Рисунок 4 – График параметра χ по зонам: а – зона 1, б – зона 2, в – зона 3

Отмеченные результаты получены с использованием оригинального алгоритма, разработанного в лаборатории горной геофизики ИГД СО РАН, обработки банка данных по сейсмособытиям, зарегистрированным Центром автоматизированных систем контроля горного давления Норильского ГМК.

Выводы

В условиях больших глубин рудников Талнахско-Октябрьского месторождения впервые доказано, что изменение отношения скоростей движения приведенного центра сейсмоэнерговыделения и «миграции» отдельных сейсмособытий для упорядоченной по времени их проявления последовательности в пределах зон концентрации напряжений шахтных полей (опорные целики, разделительные массивы) является важным диагностическим показателем напряженно-деформированного состояния контролируемых участков массива, который может быть эффективно использован при анализе и прогнозировании перехода этих участков массива в удароопасное состояние.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Опарин В.Н., Тапсиев А.П., Востриков В.И. и др. О возможных причинах увеличения сейсмической активности шахтных полей рудников «Октябрьский» и «Таймырский» Норильского месторождения в 2003 г. Часть I. Сейсмический режим // ФТПРПИ. – 2004. – № 4.

2. Курленя М.В., Опарин В.Н. Проблемы нелинейной геомеханики. Ч.П. // ФТПРПИ. – 2000. – №4.

3. Соболев Г.А. Основы прогноза землетрясений. – М.: Наука, 1993.

4. Опарин В.Н., Тапсиев А.П., Востриков В.И. и др. О возможных причинах увеличения сейсмической активности шахтных полей рудников «Октябрьский» и «Таймырский» Норильского месторождения в 2003 г. Часть II. Рудник «Октябрьский» // ФТПРПИ. – 2004. – № 5.

5. Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. Тр. Международной конференции. – Новосибирск: Изд. Институт горного дела СО РАН, 2006.

В.А. Еременко (ИПКОН РАН)
В.Н. Лушников (Компания «Коффи Майнинг ЛТД» г. Перт, Австралия)
А.А. Котляров, Е.А. Лобанов (ОАО «Евразруда»)

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ УДАРООПАСНЫХ РУДНЫХ УЧАСТКОВ НА АБАКАНСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ С ОТБОЙКОЙ РУДЫ СКВАЖИНАМИ УВЕЛИЧЕННОГО ДИАМЕТРА В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ[1]

С увеличением глубины разработки Абаканского железорудного месторождения до 600 м и более большое влияние на состояние массива горных пород оказывают зоны высоких концентраций напряжений, пересекающие соседние с очистным пространством блоки, которые находятся в стадии подготовки (рис. 1).

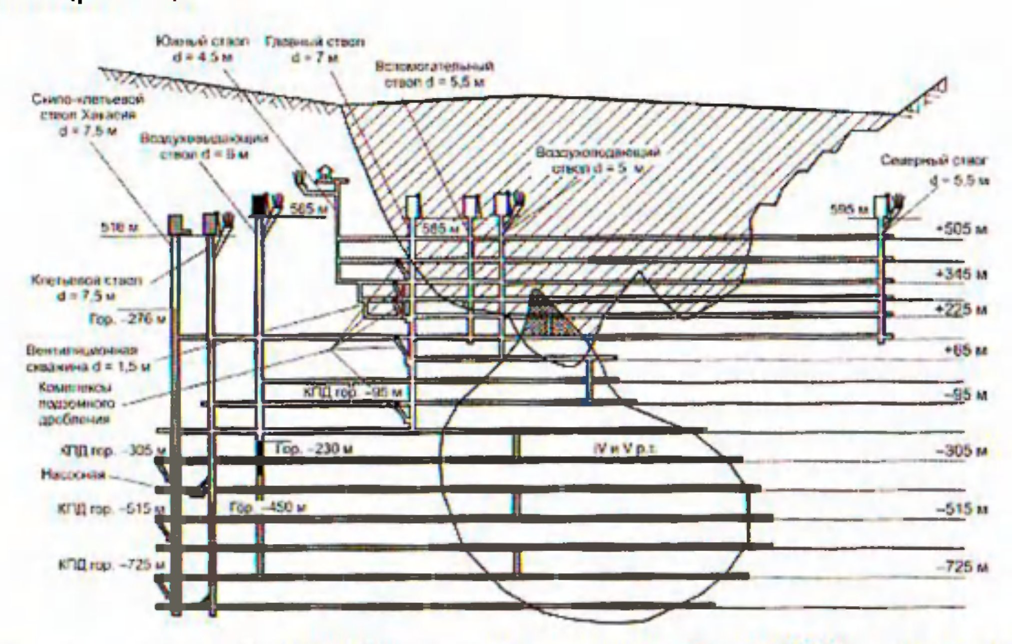


Рисунок 1 – Схема отработки Абаканского месторождения. КПД – комплекс подземного дробления; гор. – горизонт; р.т. – рудное тело; d – диаметр ствола; – 725 ÷ + 505 – отметки горизонтов в шахте

Эти зоны формируются в районе подсечного пространства, бурового горизонта, днища блоков и компенсационных камер, где горизонтальные напряжения превышают вертикальные в зоне очистной выемки в 3–5 раз [1, 2].

В основном рудные тела на месторождениях отрабатываются системой этажного принудительного обрушения с отбойкой руды пучками параллельно-сближенных скважинных зарядов ВВ Ø 105 мм и вертикальными концентрированными зарядами (ВКЗ) ВВ на зажатую среду и компенсационные камеры [3–10].

1 Работа проводилась при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации, государственный контракт № 16.515.11.5085

В течение года на месторождении производится более 15 массовых и технологических взрывов. Масса заряда ВВ технологических (в среднем 6 –25 т) и массовых взрывов (в среднем 180–350 т) изменяется от 0,5 до 420 т. Во время подготовки блоков и после массового обрушения руды возрастают затраты на ремонтно-восстановительные работы в выработках транспортного и бурового горизонта, днища блоков, в которых происходят динамические явления [11, 12].

В результате обследования горных выработок после массового взрыва по блоку № 28 отмечены значительные нарушения в соседнем подготавливаемом блоке № 29 на верхнем откаточном гор. – 15 м, буровом гор. – 27 м и подсечном гор. – 79 м: вывалы и обрушения горной массы с бортов и кровли выработок; разрушение железобетонного крепления; образование протяженных трещин по почве с видимой амплитудой смещения и поднятия почвы; деформация стоек крепления по всей длине горной выработки; обрушение сопряжений; интенсивное заколообразование; стреляние и потрескивание в горном массиве.

При осмотре полевых штреков, ортов в районе бл. №№ 27, 28, 29 и 30 на гор. – 15 м, а также нарезных выработок на буровом гор. – 27 м блока № 29 отмечено горизонтальное смещение бортов выработок, деформация крепи и пр., вызванное действием вертикальных напряжений, помимо традиционного разрушения кровли и почвы, действием горизонтальных напряжений. Почва и кровля при этом находятся в нормальном состоянии. Явление нехарактерно для региона, где главными максимальными являются горизонтальные напряжения, и характеризуется неравномерным полем напряжений в районе отрабатываемых и подготавливаемых блоков. Причиной является формирование на границах выработанного пространства зон высоких концентраций напряжений и их наложением друг на друга при отработке сближенных рудных тел в дорабатываемом Главном рудном теле и началом отработки разрезных блоков V рудного тела. При этом выработанное пространство обоих участков объединилось в единый выработанный массив, заполненный обрушенными породами, и его бокового отпора недостаточно, чтобы сдерживать смещение массива подготавливаемых разрезных блоков в V рудном теле.

В связи с этим необходимо проводить дополнительные исследования по определению значений напряжений и их направлений в массиве горных пород на глубоких горизонтах Абаканского месторождения, в районе V и IV р.т. вне зоны и в зоне ведения очистных работ и определить физико-механические свойства горных пород [15, 16]. Данное мероприятие позволит установить «Запрещенные» и «Разрешенные» направления проходки выработок и качественно проводить мероприятия по прогнозу предупреждения горных ударов.

При подготовке блоков в V рудном теле наблюдается густая структурная нарушенность. Горные удары на месторождении происходят гораздо реже, чем, например, на Таштагольском месторождении. Статическое проявление горного давления не переходит в динамические процессы – мгновенного хрупкого разрушения. Процессы смещения и деформирования структурно нарушенного массива в течение длительного времени позволяют устранять условия всестороннего сжатия не в динамической форме.

Деформационным методом установлено, что отработка блоков осуществляется в условиях высоких деформаций сжатия вмещающего массива горных пород до 250–400 мм. Характер изменения деформаций во времени указывает на преимущественное развитие пластических деформаций массива при плавном их росте. Увеличение скоростей сжатия наблюдается в отдельные периоды, соответствующие проведению массовых взрывов. Скорость деформаций сжатия после взрыва достигает 4 мм/сутки, в то время как средние скорости деформаций сжатия на участках их максимального развития не превышают 1 мм/сутки. Максимальные скорости сжатия наблюдаются вблизи взорванного блока и уменьшаются по мере удаления станций от места взрыва.

По уровню электросопротивления горных пород до и после массового взрыва состояние массива оценивалось, как не опасное, однако по характеру изменения электрометрического коэффициента после проведения массового взрыва горный массив находится в пригруженном состоянии.

С увеличением глубины разработки IV и V рудных тел с 600 до 1300 м прогнозируется осложнение геомеханической обстановки. Динамическое явление, которое произошло 30.10.2011 г., можно характеризовать как горно-структурный удар для данного типа месторождения, и спровоцировано оно именно с учетом свойств подготавливаемого массива, расположенного в зоне концентрации максимальных напряжений с предельными значениями.

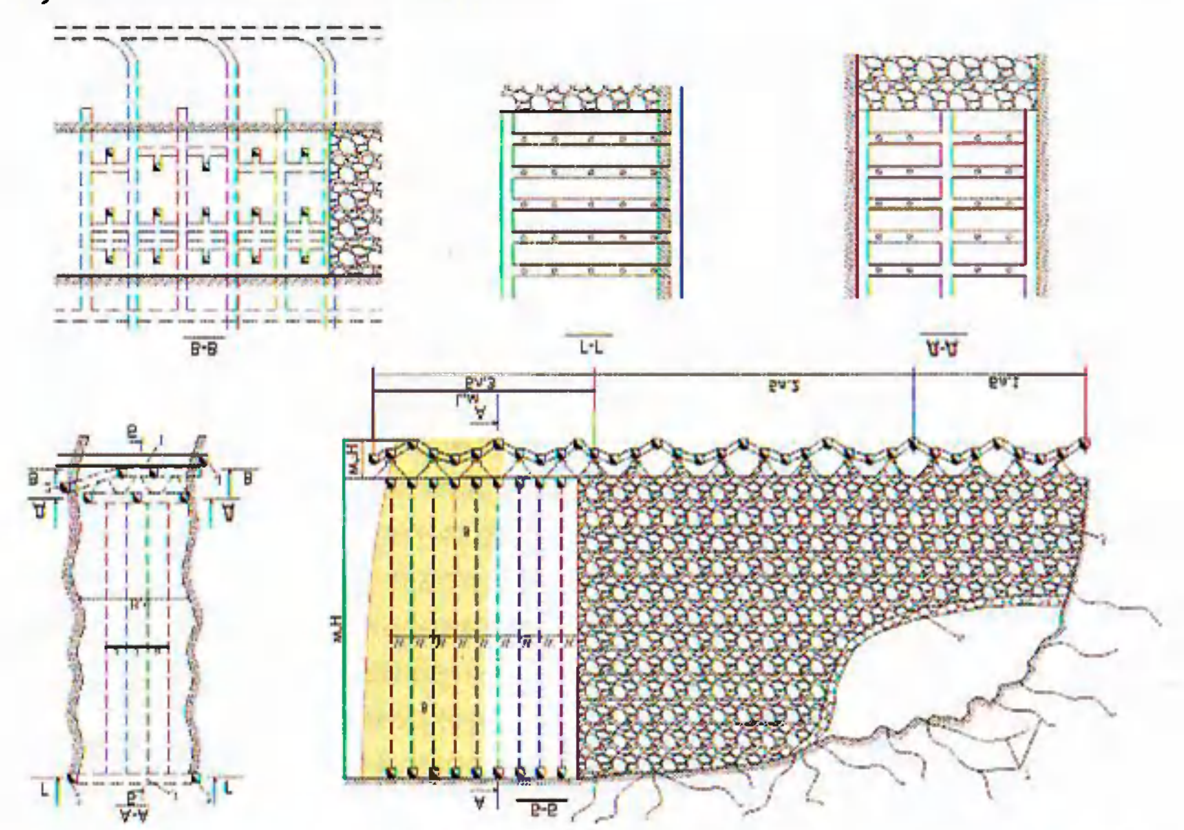
После динамического явления произошла разгрузка массива горных пород в районе соседних подготавливаемых блоков. В настоящее время механические процессы вновь активизировались. Своевременное проведение массового взрыва и развитие ширины фронта очистных работ позволит сохранить во время массовых взрывов подготовительно-нарезные выработки соседних блоков. При последующем взрывании блоков, когда пролет выработанного пространства еще больше превысит выемочную мощность рудного тела, горизонтальное давление потеряет разрушающую силу и станет положительным фактором, повышающим устойчивость массива.

Определены особенности формирования зон. Вследствие перераспределения напряжений при нарушении сплошности массива формируются зоны концентрации сжимающих напряжений, действующих вблизи контура по всему периметру обнажения отрабатываемого рудного участка. Их наличие определяется методами кернового бурения, электрометрии и глубинными реперными станциями. На значительных расстояниях от выработанного пространства наблюдаются смещения, из-за неравномерности которых происходит деформирование массива и изменение его напряженного состояния. Наибольшая концентрация действующих напряжений определена в массиве с предельным состоянием на расстояниях от 20 до 60 м от границы выработанного пространства, где значения напряжений приближены или выше предела прочности горных пород. В этих областях механические процессы под воздействием техногенных факторов происходят с большей интенсивностью. Массив горных пород, расположенный на границе очистного или выработанного

пространства и находящийся в запредельном состоянии, ранее уже подвергался значительному воздействию горных работ и тектонических напряжений. В нем произошли и происходят механические процессы в виде смещений, деформаций и др., вызванные действием высокого горного давления [17].

Вследствие этого при подготовке и отработке блоков следует совершенствовать конструктивные элементы геотехнологии для управления геомеханическими процессами в удароопасных условиях с обеспечением эффективности и безопасности ведения очистных работ.

Для снижения негативного влияния массовых взрывов на геодинамическую обстановку при разработке рудных участков на удароопасных месторождениях, а так же исключения основных концентраторов напряжений в горной конструкции – компенсационных камер и большого количества нарезных выработок на подсечном и буровом горизонтах, разработаны и обоснованы параметры одностадийной системы разработки этажного слоевого обрушения с отбойкой руды скважинами Ø 250 мм на зажатую среду (рис. 2). При бурении скважин Ø 250 мм возрастает производительность, глубина и точность бурения. Одна скважина Ø 250 мм соответствует 6–7 пучковым скважинам Ø 105 мм.



1 – орт; 2 – штрек; 3 – буровой орт; 4 – полевой штрек; 5 – отбитая руда; 6 – обрушенные горные породы и бедные руды; 7 – техногенная трещеноватость; 8 – зона предельного состояния массива горных пород; H – высота блока, м; H. – высота днища, м; B – ширина блока, м; L – длина блока; Бл. 1÷3 – блоки; W – линия наименьшего сопротивления; a – расстояние между скважинами в ряду

Рисунок 2 – Схема одностадийной системы разработки этажного слоевого обрушения с отбойкой руды скважинами Ø 250 мм на зажатую среду

В настоящее время на Абаканском руднике для отработки IV слепого рудного тела с углом падения 80–85° и мощностью в среднем 30–40 м, разработаны проекты на отработку первых блоков № 1–3. Первые слои блока № 1 отбиваются на компенсационную камеру, далее на зажатую среду. Блоки расположены в северной части рудного тела в эксплуатационном верхнем этаже –95 ÷ –15м на глубине около 600 м. Балансовые запасы по блокам изменяются от 230 до 298 тыс. т. В дальнейшем осуществляется выемка всех запасов руды сверху вниз до гор. – 800 м (глубина 1300 м). Параметры, например, блока № 2 следующие: длина – 58, ширина – 35 и высота – 80 м; высота днища – 13,5 м; мощность зажатой среды – 15 м; площадь зажатой среды – 1020 $м^2$.

Отбойка руды производится взрыванием рядов скважин Ø 250 мм. ЛНС (W) равна 6 м; расстояние между скважинами в ряду (а) составляет 1,2÷1,4W. Масса взрываемого заряда ВВ на один слой не превышает 10 т. При увеличение ЛНС до 12 м создается плоский заряд, состоящий из 3÷4 скважин и более. Расстояние между скважинами уменьшается до 1 м. Для бурения скважин на буровом и подсечном горизонтах проходится по одной буровой выработке по направлению действия максимальных напряжений без сопряжений в зоне ведения очистных работ.

Бурение массива блока осуществляется буровыми станками НКР-100М и СБУ-6 с использованием расширителей скважин. В первую очередь бурится пилотная скважина Ø 155 мм, затем скважина расширяется до 250 мм. Для бурения используется погружной пневмоударник П150С и коронка штыревая КНШ-155. Для увеличения диаметра скважины до 250 мм используется расширитель К-250 [18].

Массив блока подсекается буровыми выработками и воронками выпуска. Воронки и дучки проходятся до взрыва массива блока. Выпуск руды осуществляется установками ВДПУ-4ТМ с боковым расположением дучек. Предусматривается прокачка двух рядов воронок выпуска, граничащих с взрываемым слоем, непосредственно перед взрывом. Объём выпуска горной массы составляет не менее 30 % от взрываемого объёма. Окончательный выпуск руды производится с оставлением предохранительной подушки мощностью до 24 м, которая в дальнейшем выпускается на нижележащем этаже. Контроль за толщиной предохранительной подушки производится путём учёта взорванной и выпускаемой горной массы.

При отработке блоков основная опасность связана с внезапным обрушением налегающих пород и возникновением воздушного удара. Оставление предохранительной рудной подушки позволяет обезопасить зону ведения очистных работ от внезапного обрушения налегающих горных пород. Так как близлежащие подготавливаемые к обрушению слои не попадают в зону концентрации максимальных напряжений, расположенную на расстояниях от 20 до 60 м от выработанного пространства в зоне с предельным состоянием массива горных пород, то снижается риск возникновения горных ударов в выработках транспортного горизонта и днища блока, и исключается наличие в горной конструкции основных концентраторов напряжений – компенсационных камер, большого количества нарезных выработок и их сопряжений на подсечном и буровом горизонтах [19, 20].

Данная система разработки позволяет осуществлять погрузку и доставку руды с применением самоходных установок, с изменением конструкции днищ блоков, а так же перейти на подэтажное обрушение руды с уменьшением высоты этажей от 60÷80 м до подэтажей с высотой 30÷40 м (рис. 3).

Применение разработанных параметров геотехнологии выемки блоков с отбойкой слоев параллельно-сближенными зарядами ВВ увеличенного диаметра на зажатую среду позволяет управлять горным давлением за счет уменьшения воздействия взрыва на массив горных пород в районе отбиваемого блока. Прогнозируется значительное снижение количества динамических явлений с высоким энергетическим классом, особенно в районе подсечного пространства и днища блоков. Экономический эффект достигается за счет снижения затрат на восстановительные работы после проведения массовых взрывов и динамических явлений, а также применения скважин увеличенного диаметра.

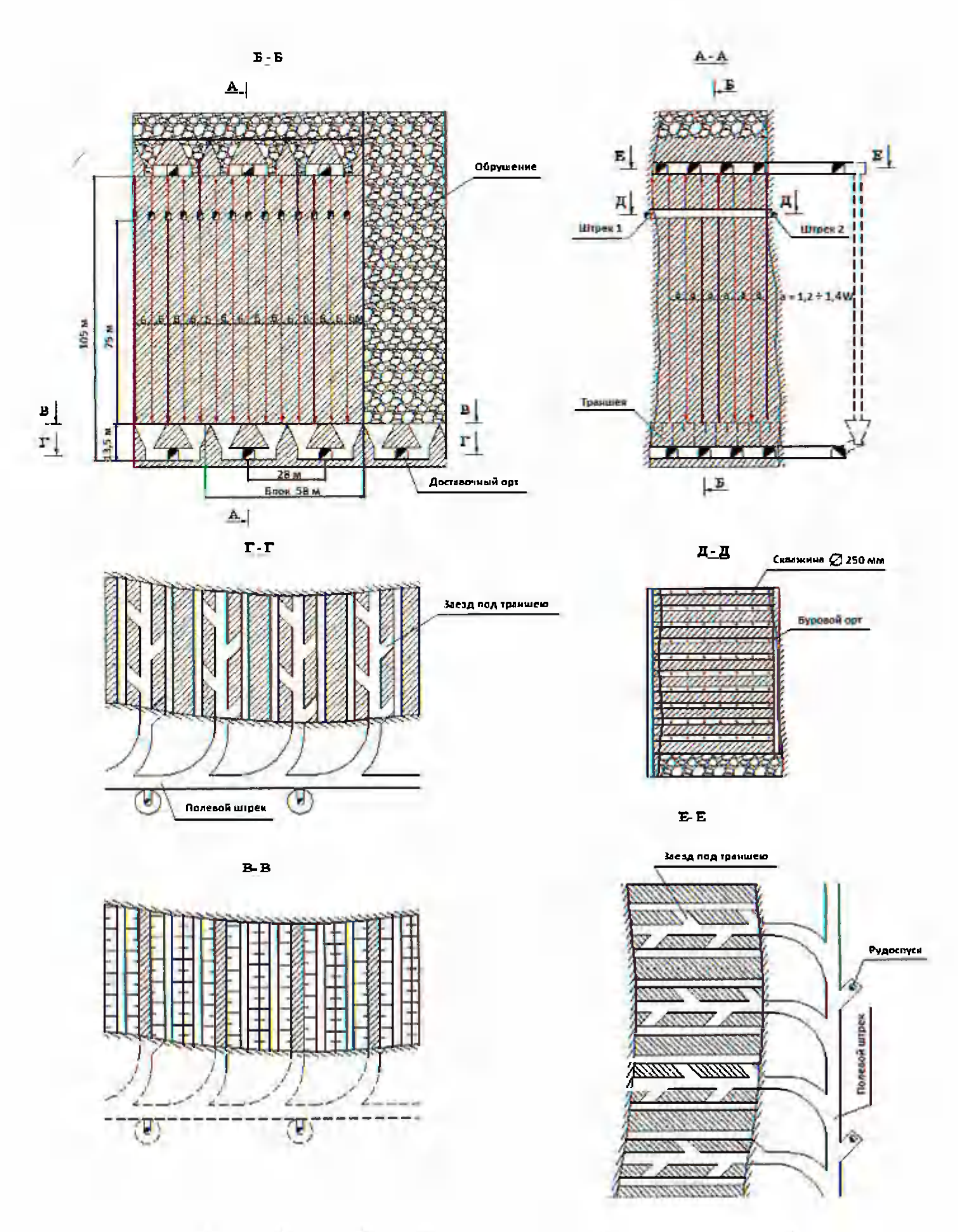


Рисунок 3 – Схема одностадийной системы разработки этажного обрушения с отбойкой руды скважинами Ø 250 мм на зажатую среду и применением для погрузки и доставки руды самоходной техники

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Курленя М. В., Серяков В. М., Еременко А. А. Техногенные геомеханические поля напряжений. – Новосибирск: Наука, 2005.
2. V. Eremenko, A. Eremenko, L. Gakhova, I. Klishin Finding zones of stress concentrations and seismic events in deep ore mining affected by high horizontal stresses. Sixth International Seminar on Deep and High Stress Mining 2012. – Perth 2012. – 28-30 March 2012, Australia.
3. Дубынин Н. Г., Власов В. Н., Коваленко В. А. и др. Опыт ведения Сибирской технологии добычи руды // Горный журнал – 1975. – № 12.
4. Еременко А. А., Еременко В. А., Гайдин А. П. Совершенствование геотехнологии освоения железорудных удароопасных месторождений в условиях действия природных и техногенных факторов. – Новосибирск: Наука, 2008.
5. Бурмин Г. М. Разработка конструктивных и технологических рекомендаций, направленных на повышение устойчивости днищ блоков, нижней подсечки и снижения потерь руды при выпуске в условиях Абаканского месторождения. – Новокузнецк: ВостНИГРИ, 2001.
6. Викторов С. Д., Еременко А. А., Закалинский В. М., Машуков И. В. Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири. – Новосибирск: Наука, 2005.
7. Бронников Д. М., Замесов Н. Ф., Богданов Г. И. Разработка руд на больших глубинах. – М.: Недра, 1982.
8. Петухов И. М., Батугина И. М. Геодинамика недр. М.: Недра, 1999.
9. Указания по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных к горным ударам. – Новокузнецк: ВостНИГРИ, ВНИМИ, 1991.
10. Байбородов Я. Н., Еременко В. А. Особенности подземной разработки Абаканского месторождения с массовым обрушением руды // ГИАБ. – 2012. – № 3.
11. Курленя М. В., Еременко А. А., Шрепп Б. В. Исследование реакции массива горных пород на крупномасштабные взрывы // Сб.: «Физические проблемы разрушения горных пород» – труды Третьей междунар. научн. конф., 9-14.09.2002. Абаза (Хакасия) – Новосибирск: Наука, 2003.
12. Еременко В. А., Еруcланов А. П., Смелик А. С., Прохватилов С. А., Семенякин Е. Н. Исследование влияния глубины горных работ на энергетический класс динамических явлений при массовых взрывах на удароопасных месторождениях. – Материалы 8 Международной научной школы молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых». 14–18 ноября 2011 г. – Москва, 2011.
13. Мендецки А. Ж., Маловичко Д. А. Мониторинг сейсмического отклика массивов горных пород на разработку // Вопросы обработки и интерпретации геофизических наблюдений. Материалы научно-практической конференции. – Обнинск – Пермь: ГС РАН–ПГНИУ, 2012.

14. Патент № 2148718 Российской Федерации, МПК^7 C_1 E21 F 5/00. Способ предупреждения о динамических явлениях при промышленных взрывах / соавторы: М. В. Курленя, А. А. Еременко, В. А. Еременко, А. П. Гайдин; заявитель и патентообладатель ИГД СО РАН; опубл. от 10.05.2002 г. Бюл. № 13.
15. B. G. Tarasov, Y. Potvin Absolute, relative and intrinsic rock brittleness at compression. Sixth International Seminar on Deep and High Stress Mining 2012. – Perth 2012. – 28–30 March 2012, Australia.
16. V. V. Makarov, L. S. Ksendzenko, V. V. Gnitienko, A. M. Golosov, N. A. Opanasiuk, A. A. Opanasiuk System of trustworthy deformational precursors of highly stressed rock samples failure. Sixth International Seminar on Deep and High Stress Mining 2012. – Perth 2012. – 28-30 March 2012, Australia.
17. Еременко В.А., Семенякин Е.Н. Исследование механизма формирования динамических явлений и зон их концентрации при разработке удароопасных железорудных месторождений Западной Сибири // ГИАБ. – 2012. – № 4.
18. Репин А. А., Алексеев С. Е. Перспективы использования мощных погружных пневмоударников в качестве расширителей скважин. – Сб. трудов VII межрегиональной научно-практической конференции «Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения». – Воркута. – 2009.
19. Еременко В.А. Обоснование параметров геотехнологии освоения рудных запасов в напряженных горных массивах // ГИАБ. – 2009. – № 5.
20. Еременко В.А. Отработка рудных участков в условиях действия природных и техногенных факторов на месторождениях Горной Шории // ГИАБ. – 2009. – № 4.

Еременко В.А. (ИПКОН РАН)
Прохватилов С.А., Ерусланов А.П., Смелик А.С. (Новокузнецкий отдельный военизированный горноспасательный отряд (ОВГСО) филиала ОАО «ВГСЧ», ОАО «ВГСЧ», г. Новокузнецк)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОБЪЕМА ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА НА ИНТЕНСИВНОСТЬ ДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ[1]

На Юго-Восточном участке Таштагольского месторождения при отработке слепых рудных тел на глубине от 500 до 700 м от дневной поверхности в течение года вынимается 0,5 млн. т сырой руды, объемом 130 тыс. м^3. В настоящее время отработан полностью первый этаж + 70 ÷ +140 м, дорабатывается этаж ± 0 ÷ +70 м и введен в эксплуатацию – 70 ÷ ± 0 м (рис. 1) [1-3].

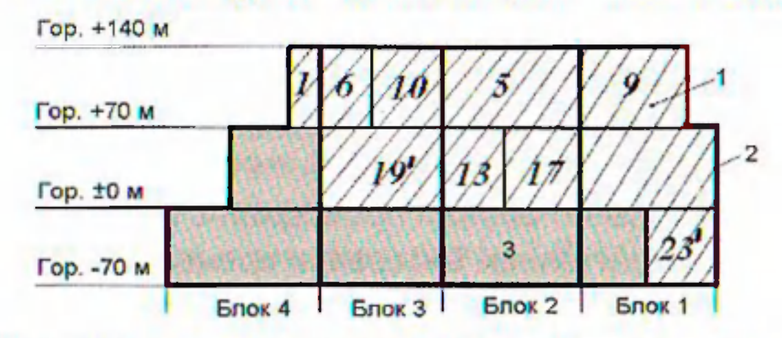


Рисунок 1 – Схема отработки блоков (слоев) на Юго-Восточном участке Таштагольского месторождения (от фланга к флангу). 1–17 – отработанные блоки с 2006 по 2010 г.г.; 19´ и 23´ – отработанные блоки в 2011 г. Гор. + 140 ÷ – 70 м – горизонты; 1 – выработанное пространство; 2 – контур рудного тела; 3 – неотработанные блоки

Для оценки влияния объема выработанного пространства на состояние массива горных пород при отработке слепых рудных тел на месторождении принят приведенный радиус выработанного очистного пространства

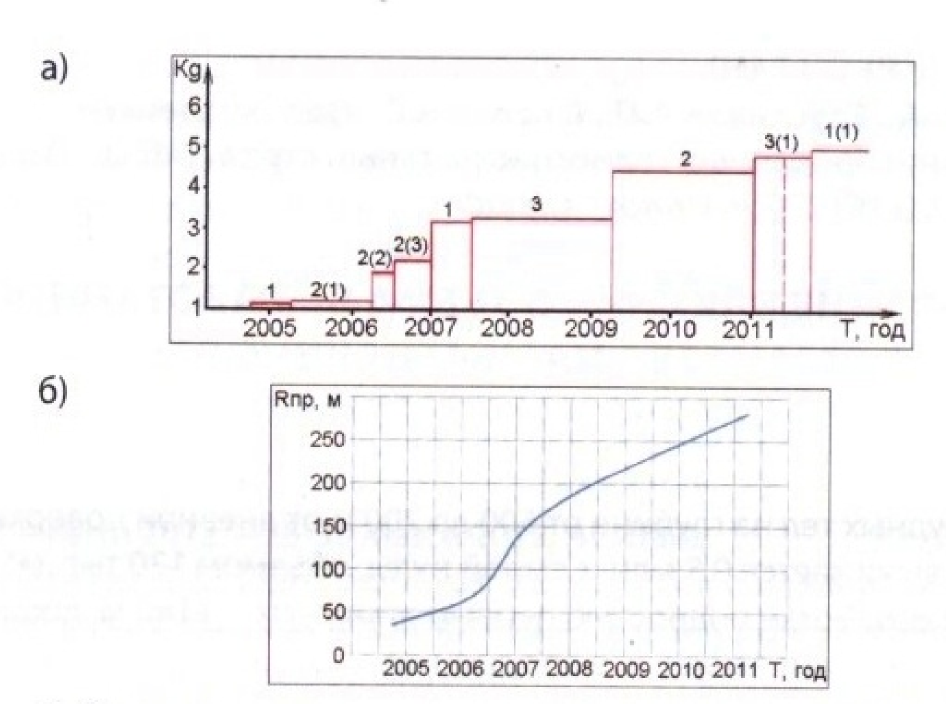
$$R_{пр} = \sqrt[3]{\frac{3V_1}{4\pi}} \qquad (1)$$

где V_1 – объем выработанного пространства, м^3.

На начало отработки блока № 1 на Юго-Восточном участке приведенный радиус выработанного пространства (Rпр) составил 35 м, при этом суммарный энергетический класс толчков (Kg) регистрировался в пределах 1,01. В дальнейшем при отработке блоков №№ 2, 3 в этаже (+140) ÷ (+70) м и №№ 1, 2, 3 (1 секция) в этаже (+70) ÷ (±0) м Rпр изменялся от 35 до 41 м, а Kg – от 1,88 до 4,98. Суммарная энергия толчков значительно возрастала от 3,2 до 4,98 при отработке блоков в этаже (+70) ÷ (±0) м (рис. 2).

[1] Работа проводилась при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации, государственный контракт № 16.515.11.5085

а)



б)

Рисунок 2 – Изменение суммарного энергетического класса динамических явлений Kg (а) при увеличении радиуса выработанного пространства Rпр (б) на Юго-Восточном участке. 1 ÷ 1(1) – номера блоков и слоев

Массовые взрывы по блокам проводили с интервалом от 70 до 372 сут. Выявлено, что с увеличением интервала времени между взрывами возрастал энергетический класс динамических явлений. Интенсивность отработки блоков оценивалась по формуле $V = \frac{\sum R_{пр}}{\sum \Delta t}$, м/сут (2)

где $\sum R_{пр}$ – суммарный приведенный радиус выработанного очистного пространства, м; $\sum \Delta t$ – суммарное время между массовыми взрывами, сут.

При интенсивности отработки блоков, равной 0,26 ÷ 0,3 м/сут, регистрировались динамические явления с минимальным энергетическим классом, сумма которых изменялась от 1,01 до 2,2 (рис. 3). При этом интервал времени между очередными массовыми взрывами на участке составлял от 75 до 150 сут.

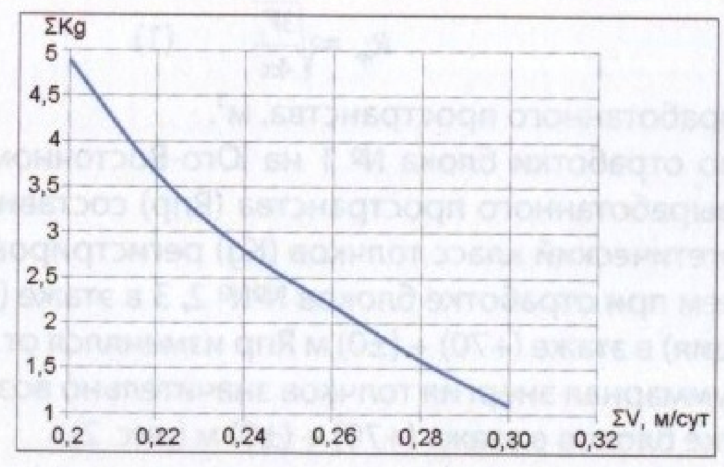


Рисунок 3 – Изменение суммарного энергетического класса динамических явлений (Kg) при изменении интенсивности ввода в эксплуатацию технологических блоков (V)

Установлено, что при увеличении объема выработанного пространств возрастает суммарная сейсмическая энергия динамических явлений. На боль шие расстояния распространяются смещения, из-за неравномерности которы происходит деформирование массива и изменение его напряженного состояния Массовые взрывы инициируют выделение сейсмической энергии в виде динами ческих явлений. Соблюдение установленных оптимальных параметров интенсив ности отработки блоков в пределах 0,26 ÷ 0,3 м/сут. позволяет значительно умень шить энергетический класс событий и затраты на ремонтно-восстановительны работы в выработках транспортного горизонта и в днищах блоков.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. М. В. Курленя, А. А. Еременко, Л. М. Цинкер, Б. В. Шрепп Технологически проблемы разработки железорудных месторождений Сибири – Новоси бирск: Наука, 2002.
2. Еременко А. А., Еременко В. А., Гайдин А. П. Совершенствование геотехно логии освоения железорудных удароопасных месторождений в условиях дей ствия природных и техногенных факторов. – Новосибирск: Наука, 2008.
3. Указания по безопасному ведению горных работ на месторождения Горной Шории, склонных к горным ударам / ВостНИГРИ, ВНИМИ. – Ново кузнецк, 1991.

Рыльникова М.В. (ИПКОН РАН)

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ЛИКВИДАЦИИ ПУСТОТ ПРИ ОТРАБОТКЕ УДАРООПАСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПОДЗЕМНЫХ ПЕРЕДВИЖНЫХ ЗАКЛАДОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ

Специфические горно-геологические, гидрологические и горнотехнические условия разработки месторождений цветных, редких, благородных металлов, ценность руд, склонность их к самовозгоранию предопределили широкое применение систем разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства.

Все эти факторы являются определяющими при проектировании технологий подземной добычи медно-никелевых руд Норильского региона. Например, известно, что в ходе разработки Талнахского рудного поля на руднике «Комсомольский» с учетом горно-геологических и горнотехнических условий применяются исключительно системы разработки системы разработки с твердеющей закладкой: слоевая с восходящим порядком выемки слоев по камерно-целиковой схеме; сплошная слоевая с восходящим порядком выемки слоев; сплошная слоевая с нисходящим и комбинированным порядками выемки слоев; камерно-целиковая.

Масштабы закладочных работ по объему производства закладочной смеси сопоставимы с добычными работами, равно как и экономические затраты.

Главными факторами, влияющими на стоимость закладочных работ, являются состав и способ приготовления твердеющих смесей. Твердеющие закладочные смеси должны представлять собой однородную пластичную массу, получаемую путем затворения вяжущих компонентов и тщательного перемешивания их с заполнителем и модификаторами смеси. Приготовленные закладочные смеси должны обеспечивать устойчивый режим транспортирования их по скважинам и трубопроводу на значительные расстояния, равномерную укладку в выработанном пространстве с наиболее полным заполнением сформированных пустот. В связи с этим к наполнителю закладочной смеси предъявляются жесткие требования по гранулометрическому составу. И, если на рудниках не предусмотрена закладка хвостами обогащения руд, то для приготовления заполнителя, как правило, используются отвальные либо специально добываемые горные породы, которые дробятся до требуемой тонины. Для этого, в практике горных работ, как правило, в состав закладочных комплексов вхоцдят дробильно-сортировочные участки с двух, либо трехстадиальным дроблением и последующим измельчением. Суммарная мощность приводов на таких комплексах составляет 1500–2000 кВт. Учитывая низкую степенью дробления используемых дробилок, они работают в замкнутом цикле, многократно подвергая дроблению один и тот же материал, что значительно увеличивает энергетические затраты на приготовление заполнителей требуемого гранулометрического состава и влечет переизмельчение наполнителя, снижение деформационных характеристик формируемого закладочного массива.

Таким образом, одной из главных проблем применяемых комплексов по приготовлению закладочных смесей являются высокие энергетические затраты на доведение гранулометрического состава инертных наполнителей до оптимальной величины. Наряду с высокой энергоемкостью, к недостаткам существующих закладочных комплексов относятся высокая металлоемкость, что сдерживает эффективность применения технологий закладки на месторождениях минерального сырья средней и низкой ценности, при разработке маломасштабных месторождений, удаленных рудных залежей.

Стационарные закладочные комплексы представляют собой, по сути, крупные заводы по производству закладочного бетона, а необходимость их строительства и последующей эксплуатации ставит ряд ограничений в части освоения месторождений различных видов полезных ископаемых. К таковым ограничениям, в первую очередь, относятся:

– высокие капитальные затраты на строительство комплексов твердеющей закладки;

– большая энергоемкость закладочного производства, связанная с необходимостью многостадиального дробления крупнокусковых наполнителей и последующего мельничного помола компонентов смеси;

– значительный расход вяжущих (цемента, шлака, зол и т.п.);

– необходимость транспортирования закладочных смесей на значительные расстояния и решения связанных с этим вопросом сооружения сложных транспортных коммуникаций, обеспечения стабильного вещественного и гранулометрического состава, в том числе, по тонким фракциям для исключения расслаиваемости закладочной смеси и многим другим;

– высокие материальные затраты.

Для успешного решения этих проблем была высказана идея отказа от мельничного способа приготовления закладочных смесей с переходом на малогабаритное дробильное оборудование.

Новая технология закладки подземного выработанного пространства предусматривает применение передвижных закладочных установок модульного типа, способных работать как на поверхности, так и в подземных условиях. Структурная схема передвижной модульной закладочной установки показана на рис. 1. Реализация такой технологии позволяет полностью отказаться от строительства громоздких стационарных закладочных комплексов, характеризующихся высокими энергоемкостью и капитальными затратами. Это будет способствовать вводу в эксплуатацию большой группы маломасштабных месторождений цветных и благородных металлов, ранее не разрабатываемых по экономическим соображениям. Приготовление закладочной смеси в подземных условиях позволит расширить область применения технологий разработки месторождений с твердеющей закладкой в зонах вечной мерзлоты, что будет способствовать существенному повышению показателей качества извлечения запасов рудных месторождений в криолитозоне. Кроме того, внедрение технологий позволит оперативно заполнять формируемые пустоты и будет способствовать безопасному ведению горных работ.

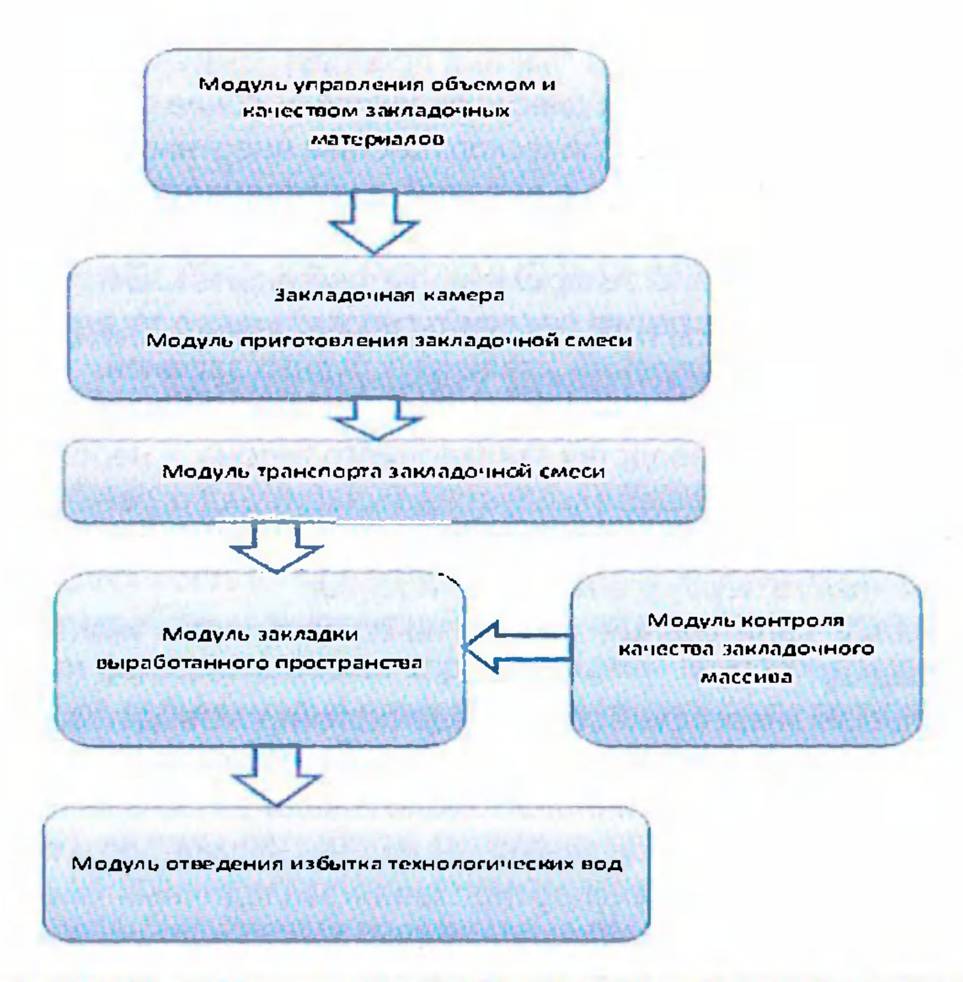
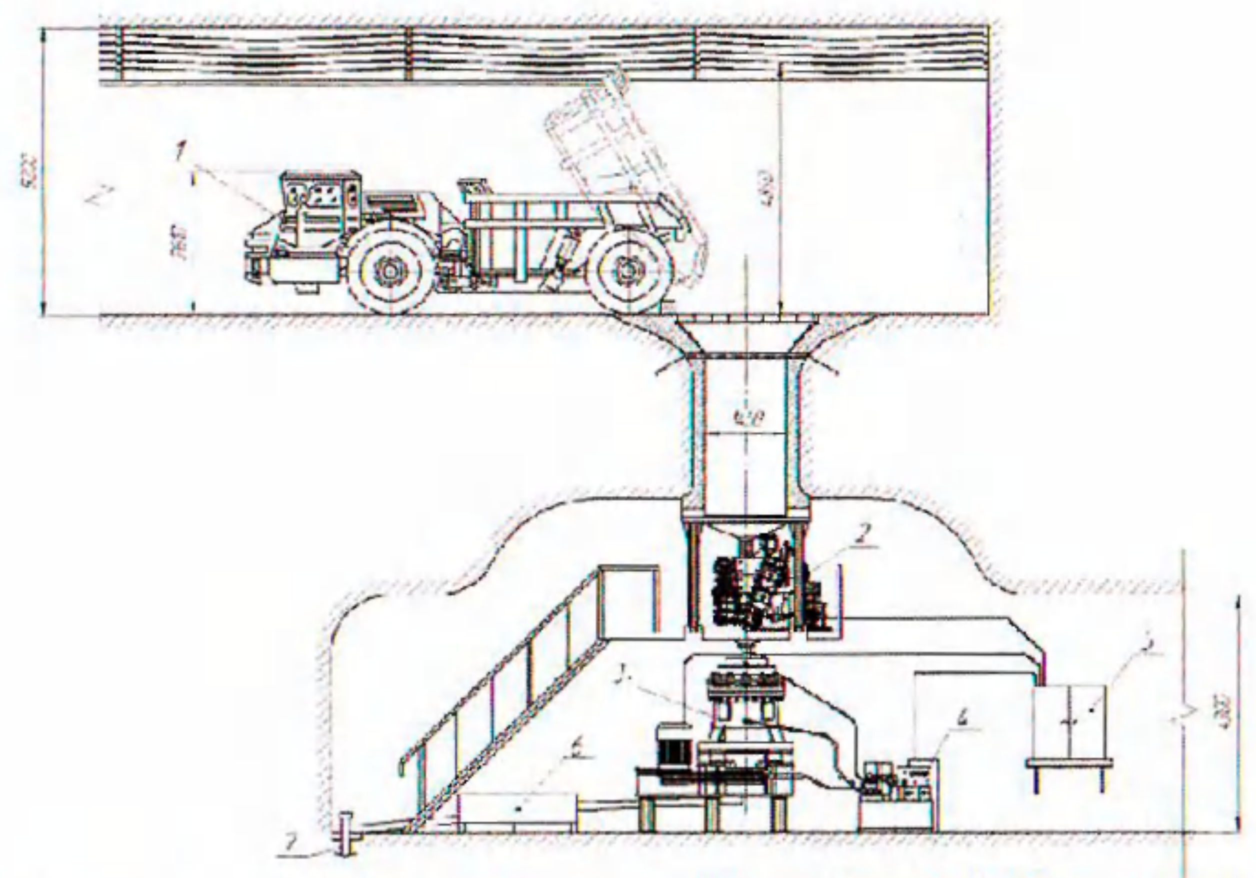


Рисунок 1 – Структурная схема передвижной модульной закладочной установки

Разрабатываемое малогабаритное оборудования для дезинтеграции компонентов закладочной смеси: наполнителей и вяжущих, ее приготовления и транспортирования по вертикальным и горизонтальным подземным выработкам, оборудование для водоотведения избытка технологических вод и очистки водосборников предназначено для работы в различных горно-геологических и горнотехнических условиях, в том числе, в подземных (рис. 2).

Работа закладочных установок в подземных условиях предусматривает применение в качестве основного наполнителя закладочных смесей пустых пород, в том числе, от проходки выработок, что исключает необходимость выдачи пустой породы на поверхность и качественно изменяет технологическую схему подземного рудника. Кроме того, существенно снижаются энергозатраты, уменьшается протяженность трубопроводного транспорта. Последнее будет способствовать вовлечению в разработку залежей различной морфологии и повышению оперативности заполнения формируемых пустот. Своевременная закладка выработанного пространства позволит снизить деформации и степень разупрочнения подрабатываемого массива. В качестве вяжущих могут быть использованы цемент, клинкер, шлак и комбинированное вяжущее. Схема размещения передвижной закладочной установки на Учалинском руднике представлена на рис. 2.



1 – автосамосвал; 2 и 3 – модуль дезинтеграции наполнителя 1-й и 2-ой стадии; 4 – маслостанция; 5 – шкаф управления; 6 – смеситель; 7 – закладочная скважина

Рисунок 2 – Вариант размещения модульной закладочной установки в выработках подземного рудника

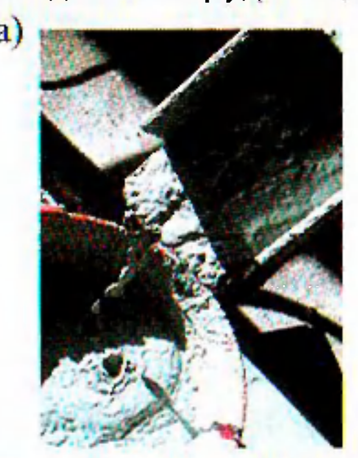
Установка включает дробилку 1-й стадии дробления ЩДС 250*400, питанием которой являются, преимущественно, породы от проходки горных выработок и конусную инерционную дробилку 2-й стадии КИД-450, которые обеспечивают получение инертного наполнителя с крупностью дробленого продукта 30-40 % класса – 0,074 мм. Подготовленный инертный заполнитель подается в высокоскоростной смеситель, где смешивается с цементом и водой. Дробилка КИД в этой схеме позволяет обеспечивать как мокрый, так и сухой режим дробления, причем очевидно, что для подземных условиях первый режим является предпочтительным. Установка работает в открытом цикле и, следовательно, обеспечивает минимальный расход энергии во время ее эксплуатации. Наряду с высокой энергоэффективностью, такая установка обладает низкой металлоемкостью и не требует возведения стационарных фундаментов. Эта особенность позволяет достаточно просто перемещать узел для приготовления закладочной смеси вслед за развитием фронта горных работ. При этом значительно упрощается схема и сокращается длина доставки смесей к закладываемым пустотам, появляется возможность их локализации в кратчайшие сроки при минимальных деформациях подрабатываемого массива.

Кроме этого, использование передвижных закладочных установок в подземных условиях на базе энергосберегающего дробильного оборудования, обеспечивает механоактивацию наполнителей. В результате повышается качество закладочных смесей и механическая прочность формируемых на их основе массивов. Исследования в лабораторных условиях гранулометрического состава и реологических характеристик смесей, подготовленных с использованием нового оборудования, свидетельствует об их хорошей транспортабельности и растекамости в выработанном пространстве, а также невысокой водоотдаче (рис. 3).

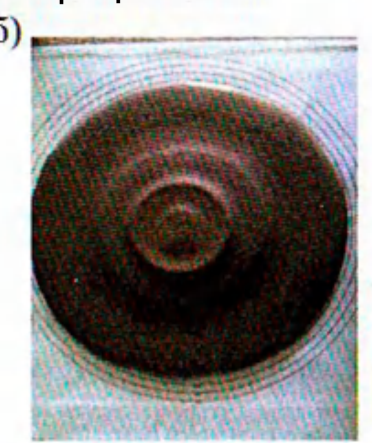
Для отведения избытка технологических вод из закладываемых камер, их очистки и удаления шламов разработаны и испытаны макеты оборудования, характеризующегося мобильностью, простотой в эксплуатации и низким энергопотреблением.

Реализация данной технологии повлечет изменение схемы подготовки месторождения с преимущественным применением полевых подготовительно-нарезных выработок, освободит вспомогательный ствол от функции выдачи пород от проходки выработок, потребует изменение режима горных работ на подземном руднике, корректировки систем разработки.

а)



б)



а) – на входе в закладочную скважину; б) – растекаемость полученной смеси, измеренная на приборе Суттарда

Рисунок 3 – Закладочные смеси, получаемые на закладочной установке (испытания макетов оборудования)

Апробация разрабатываемой ресурсосберегающей технологии и комплекса оборудования для высокопроизводительной закладки выработанного пространства при подземной отработке месторождений твердых полезных ископаемых предусмотрена на подземных рудниках ОАО «Учалинский ГОК». Такой проект является первым подобным проектом в горнорудной промышленности и раскрывает реальные перспективы модернизации всего горнодобывающего комплекса России. Учитывая указанные преимущества, создание передвижных закладочных установок на основе безмельничной схемы приготовления закладочных смесей, свидетельствует о формировании нового прогрессивного направления комплексного освоения рудных месторождений, которое может быть весьма перспективно при отработке медно-никелевых месторождений Норильской группы.

С.Н. Мулев, С.В. Цирель., С.М. Данильев (ОАО «ВНИМИ»)
Л.В. Какошина, И.А. Власова, Е.В. Родионова
(ОАО «ГМК «Норильский никель)

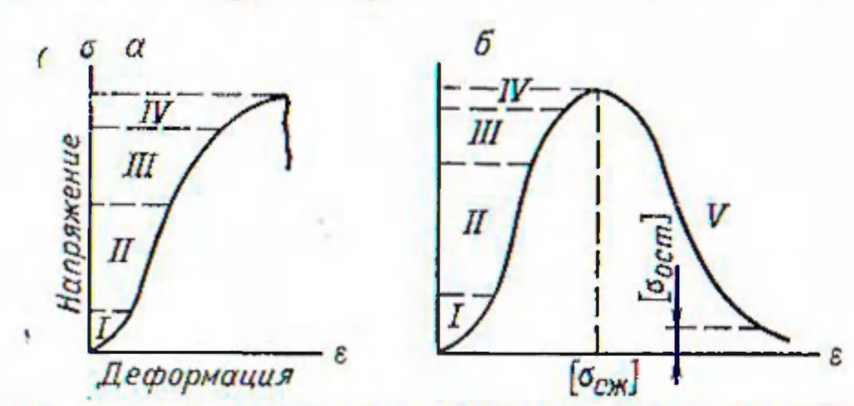
СПЕКТРАЛЬНО-СТАТИСТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ СЕЙСМИЧЕСКИХ СИГНАЛОВ РАЗЛИЧНЫХ КЛАССОВ, ПОСТРОЕНИЕ КОРРЕЛЯЦИОННЫХ ЗАВИСИМОСТЕЙ (АЧХ-НАГРУЖЕНИЕ), МЕХАНИЗМ АВТОМАТИЧЕСКОГО РАЗБИЕНИЯ СОБЫТИЙ ПО КЛАССАМ

Земная кора представляет собой блочно-иерархическую структуру, в которой блоки, ограниченные разломами различных рангов (от I до VII, по классификации ВНИМИ), являются как аккумуляторами энергии, так и проводниками интенсивного энерго- и массопереноса. Энергообменные процессы приводят к изменению напряженно-деформированного состояния блочного массива и возникновению на тех или иных участках тектонически-напряженных или разгруженных зон, деформаций массива горных пород и земной поверхности, повышенной сейсмичности.

Блоки земной коры – это трехмерные геологические тела (образования), различные по геометрии, строению и составу. Ограничивающие их разломы, иначе разрывные зоны, бывают простые и сложные. В простую разрывную зону обычно входят подзона сместителя и краевая зона аномальной трещиноватости или зона влияния разлома (в зонах дробления они представляют единую структуру). В сложных разрывных зонах один из сместителей считается главным (определяющим, первичным), а остальные – оперяющими (вторичными, возникшими позднее, при дальнейшем развитии разрыва) и также присутствуют подзоны тектонических клиньев и краевые зоны аномальной трещиноватости. За зоной выраженных изменений трещиноватости, резко варьирующей по своей ширине, находится зона малых изменений свойств массива, ширина котрой примерно пропорционально амплитуде смещения или длине разлома. Ширина тектонических крыльев в блоках, влияющих на ведение горных работ, может варьировать в диапазоне от первых метров до нескольких километров.

Блоки различают нагруженные и разгруженные. Нагруженные блоки представляют собой тектонически-напряженные и потенциально склонные к динамике участки недр и земной поверхности, в пределах которых повышается вероятность возникновения природно-техногенных, и экологических рисков, и характеризующиеся такими признаками, как возникновение зон повышенной сейсмической активности, современные смещения, фиксируемые инструментальными измерениями. Фактическое поведение нагруженных блоков (уровень геодинамического риска) определяется как поведением слагаемых их горных пород под нагрузкой, так и режимами нагружения.

В образцах это в полной мере характеризуется так называемой полной кривой «напряжение – деформация», которая состоит из двух ветвей – восходящей до значения [$\sigma_{сж}$], равного пределу прочности слагаемой породы, и ниспадающей, от [$\sigma_{сж}$] до [$\sigma_{ост}$] – остаточной прочности (рис. 1).



I–V – области: I – закрытия структурных дефектов, II – линейного деформирования, III – образования микротрещиноватости, рост и раскрытие трещин, IV – разветвления и слияния трещин, образование сколовых и сдвиговых трещин, V – снижения грузонесущей способности, движение блоков по трещинам.

Рисунок 1 – Типичные кривые «напряжение-деформация» для горных пород, получаемые на обычных испытательных прессах (а) и машинах с повышенной жесткостью (б)

Для получения детального пространственного описания поведения различно нагруженных блоков геологической среды в настоящей работе предложен подход, основанный на регистрации и спектральном анализе микросейсмических колебаний регистрируемых сейсмостанцией ЦГБ, позволяющий охватывать блочный массив в целом с одновременной регистрацией информации, поступающей с каждого его структурного элемента.

Предлагаемый подход к определению нагруженных блоков и режимов их напряженно-деформированного состояния основан на регистрации и анализе широкополосных по частоте сейсмических записей с частой 5–250 Гц, регистрируемых системой РЕЛОС, и получении информации о состоянии среды практически в каждой точке рудника.

На основе регистрации низкоэнергетических (до 500 Дж) сейсмических событий и детального анализа амплитудных и спектральных характеристик [1,2] цифровой записи сейсмического события, представляющую собой комплексную сейсмограмму, выделяются нагруженные блоки, степень их нагруженности и зоны аномального напряженно-деформированного состояния рудника.

Предлагаемый в настоящей работе подход, во-первых, наряду с сильными динамическими проявлениями, использует характеристики сейсмических событий с амплитудой, близкой к фоновой, что, во-первых, значительно расширяет возможности статистического анализа, а во-вторых, существенно снижает требования к характеристикам аппаратурного комплекса (допустимо использовать регистрирующие средства с невысоким динамическим диапазоном, коим является РЕЛОС). Во-вторых, в качестве определяющих величин рассматриваются не абсолютные параметры сейсмических событий,

значительно изменяющиеся во времени под действием разных природных и локальных техногенных факторов, а комплексные записи, которые содержат микроколебания, присущие состоянию горного массива в месте происхождения сейсмического события, а также их аномальные отклонения от статистически характерных значений. В-третьих, данный подход предполагает не только выделение нагруженных блоков, но и определение стадии их деформирования. Это позволяет осуществлять диагностику нагруженных блоков при отсутствии аномально высоких тектонических напряжений.

В настоящей работе проанализирован большой объем данных инструментальных наблюдений за большой период времени. На основе анализа и интерпретации этих данных разработан методический подход и рекомендации по использованию спектральных параметров сейсмических событий для характеристики блочных массивов горных пород.

Использованный в работе математический аппарат для моделирования нагруженных блоков с учетом блочной структуры массива показал возможность его использования для прогнозных оценок величин напряжения и определения степени нагруженности блоков при различных параметрах отработки.

Для численной характеристики суммарного сейсмического сигнала предлагается использовать три критерия.

Первый показатель – это «параметр хаотизации» [1, 2], характеризующий упорядоченность процессов:

$$H=\frac{1}{K}\left(\left[\sum_{i=1}^{K} S(\omega_i)\right]^2 / \left[\sum_{i=1}^{K} S^2(\omega_i)\right]-1\right) \qquad (1)$$

где $K = L/2$ и L – длина окна анализа (количество отсчетов), $S(\omega_1)$ – амплитуда спектра на частоте ω_1. Нулевое значение параметра соответствует наличию одной спектральной линии (т.е. ряд состоит из одной синусоиды), а единичное – случаю белого шума. Иногда используется т.н. логарифмический параметр числа степеней свободы дискретного Фурье-спектра, изменяющийся в диапазоне $(-ln\, K, 0)$ [2–4].

Повышенные значения параметра могут свидетельствовать о присутствии в спектре большого количества гармоник (колебаний разных частот), а минимальные значения параметра – большей его «упорядоченности», концентрации энергии колебаний на нескольких выделенных частотах.

Другие два показателя – это средняя частота в спектре, она может вычисляться двумя способами – с помощью амплитудного спектра или с помощью энергетического спектра (квадратов амплитуды):

$$\Omega_i=\frac{\sum_{i=1}^{K} S(\omega_i)\omega_i}{\sum_{i=1}^{K} S(\omega_i)} \qquad (2)$$

$$\Omega_i=\frac{\sum_{i=1}^{K} S^2(\omega_i)\omega_i}{\sum_{i=1}^{K} S^2(\omega_i)} \qquad (3)$$

Физический смысл показателей Ω_1 и Ω_2 весьма прозрачен: чем больше их значение, тем выше средняя частота сигнала. Больший физический смысл имеет вторая величина, ибо она вычисляется на основании распределения энергии по различным частотам. Однако разрушающий эффект в первую очередь определяется напряжениями, а не энергией, поэтому первая величина играет не менее важную роль.

Кластерный анализ параметров спектров сейсмических записей

В качестве статистической обработки параметров спектров сейсмических сигналов применен кластерный анализ.

Кластерный анализ – один из методов многомерного анализа, предназначенный для группировки (кластеризации) совокупности элементов, которые характеризуются многими факторами, и получения однородных групп (кластеров). Разбиение на кластеры происходит с помощью некоторой метрики, например, евклидова расстояния. Задача кластерного анализа состоит в представлении исходной информации об элементах в сжатом виде без ее существенной потери.

Предполагается, что матрица исходных данных имеет вид X[*n*,*k*], где *n* –количество, *k* – количество факторов.

В качестве основного метода анализа использовался: метод древовидной классификации **Ward's method** – метод Уорда, который используются в том случае, если число кластеров заранее неизвестно, и **K-Means Clustering** (метод К-средних), в котором пользователь заранее определяет количество кластеров.

В качестве метрики расстояния используются различные меры, но наиболее употребительными являются **Euclidean distance** (Евклидово расстояние):

$$\rho(x_i, x_z) = \sqrt{\sum_{m=1}^{k} (x_{im} - x_{lm})^2} \qquad (5)$$

где $i, z = 1,2,3\ldots n$;

Одной из наиболее распространенной форм целевой функцией является внутригрупповая сумма квадратов. При использовании такой целевой функции алгоритм кластерного анализа может сводится к следующему: если имеется n элементов и матрица расстояний между ними, сначала считается, что каждый элемент есть отдельный кластер. Затем на каждом шаге объединяются такие два кластера, которые приводят к минимальному увеличению целевой функции.

В кластерном анализе разбиение на кластеры существенно зависит от абсолютных значений исходных данных. Эту проблему решают с помощью нормировки (стандартизации). Для этого из всех значений по каждому фактору вычитают выборочное среднее этого фактора и полученные разности делят на среднеквадратическое отклонение.

$$x^{*} = \frac{x - \bar{x}}{S_н} \quad (6)$$

где x – исходное данное; $\bar{x} = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} x_i$ – выборочное среднее;

$S_н = \sqrt{\frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}(x_i - \bar{x})^2}$ – среднее квадратическое отклонение.

При этом стандартизованные значения будут иметь выборочные средние равные нулю, а выборочные дисперсии – равные единице. Другими словами, мы все факторы свели в одну весовую категорию.

Мы классифицировали выборку из 123-ти сейсмособытий на основе шкал теста FPI. Первое, что нам нужно было узнать – это количество типов в выборке, котрое целесообразно выделять. Для этого был применен метод древовидной классификации метод Уорда **(Ward's method)** .

При реализации метода Уорда производится пошаговое разбиение выборки на отдельные группы.

Шаг 1. Каждое событие признаётся единственным представителем своего кластера (типа). Количество типов при этом равно объёму выборки.

Шаг 2. Находятся события, которые наиболее похожи на первое, которые объединяются с ним в единый кластер, соответственно количество кластеров уменьшается.

Шаг 3. Продолжается поиск кластеров, наиболее похожих друг на друга, и их объединение. Теперь вся выборка разделена на некоторое количество групп, внутри которых события очень схожи по своим характеристикам (параметрам спектра). Операция продолжается, пока объединение не закончится.

Шаг 4. Вся выборка объединяется в один кластер. Этот шаг не является информативным, так же как и первый шаг, но неизбежен в связи с процедурой.

Итак, у нас есть данные теста FPI и выборка 123 событий. Отобразим график древовидной классификации рисунок 2.

Читается этот график слева направо. Изначально каждое событие обозначено чертой. Затем происходит объединение по два события в наиболее похожие группы, затем группы объединяются, пока мы не получаем один общий кластер – нашу выборку.

В соответствии с нашей классификацией выбираем 4 класса, что хорошо видно из графика.

На этом основная функция древовидной классификации окончена. Мы можем узнать сколько событий входит в каждый кластер (см. табл. 1), и узнать подробности самого процесса разбиения на кластеры. Но главный результат этого метода – количество кластеров.

Таблица 1 – Количество событий по кластерам

	Кластер 1	Кластер 2	Кластер 3	Кластер 4
Количество событий в кластере	30	38	41	14

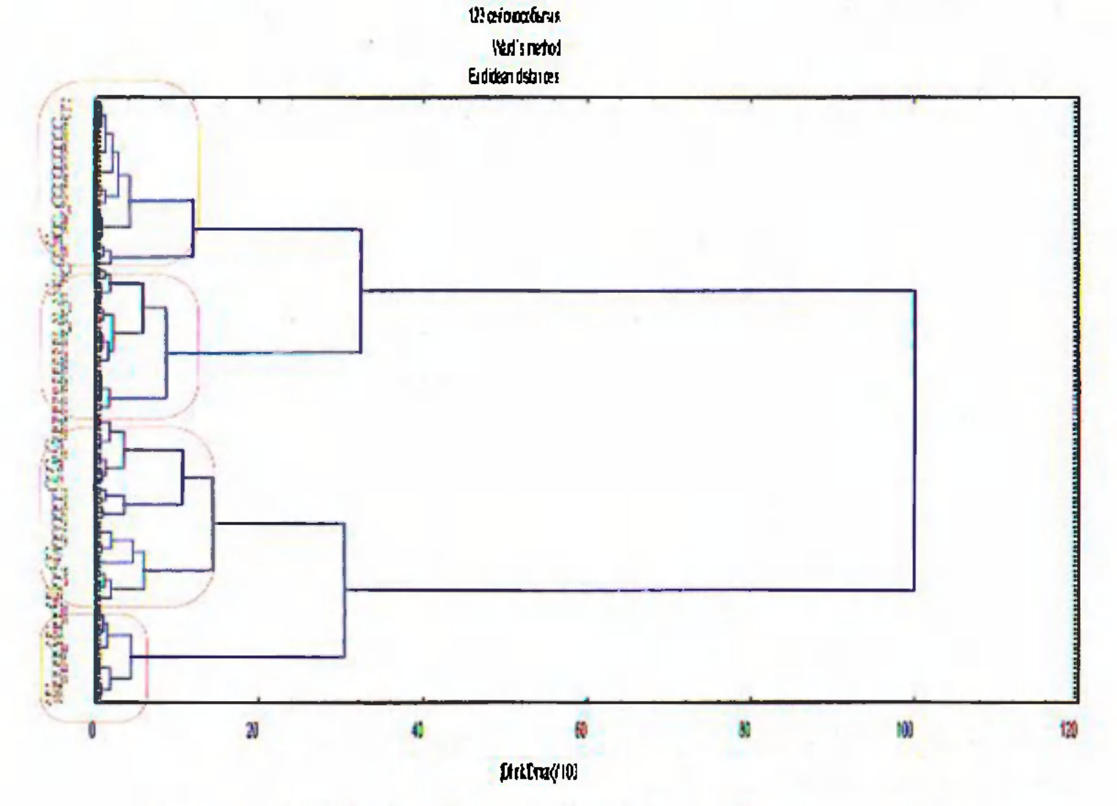


Рисунок 2 – График древовидной классификации рисунок

Когда известно, сколько кластеров можно выделить в выборке, мы можем применить **метод к-средних**. В отличие от древовидной классификации, **метод к-средних** разбивает всю выборку по заданным признакам на указанное количество кластеров.

Итак, мы задаём количество кластеров 4 и первым делом смотрим, действительно ли все переменные (H, Ω_1, Ω_2) отличаются во всех 4-х кластерах. Эта проверка осуществляется с помощью дисперсионного анализа (F-критерий), результаты которого отражены в таблице 2.

Таблица 2 – Значения критериев значимости Фишера

	F
$H_{норм}$	85,7091
$\Omega_{1норм}$	146,7403
$\Omega_{2норм}$	174,2143

Уровень значимости для всех шкал теста очень высокий, все значения F-критерия значимы. Таким образом, все параметры теста являются критериями классификации.

Далее нам необходимо узнать, каковы средние арифметические шкал теста для каждого кластера (таблица 3).

Таблица 3 – Средние значения показателей для кластеров

	Кластер 1	Кластер 2	Кластер 3	Кластер 4
$H_{норм}$ (Var1)	-1,20032	0,773437	0,444518	-0,84493
$\Omega_{1норм}$ (Var2)	1,04885	0,551338	-0,83158	-1,3071
$\Omega_{2норм}$ (Var3)	1,13031	0,499094	-0,8633	-1,24894

Для наглядности отобразим средние арифметические на графике (рисунок 3).

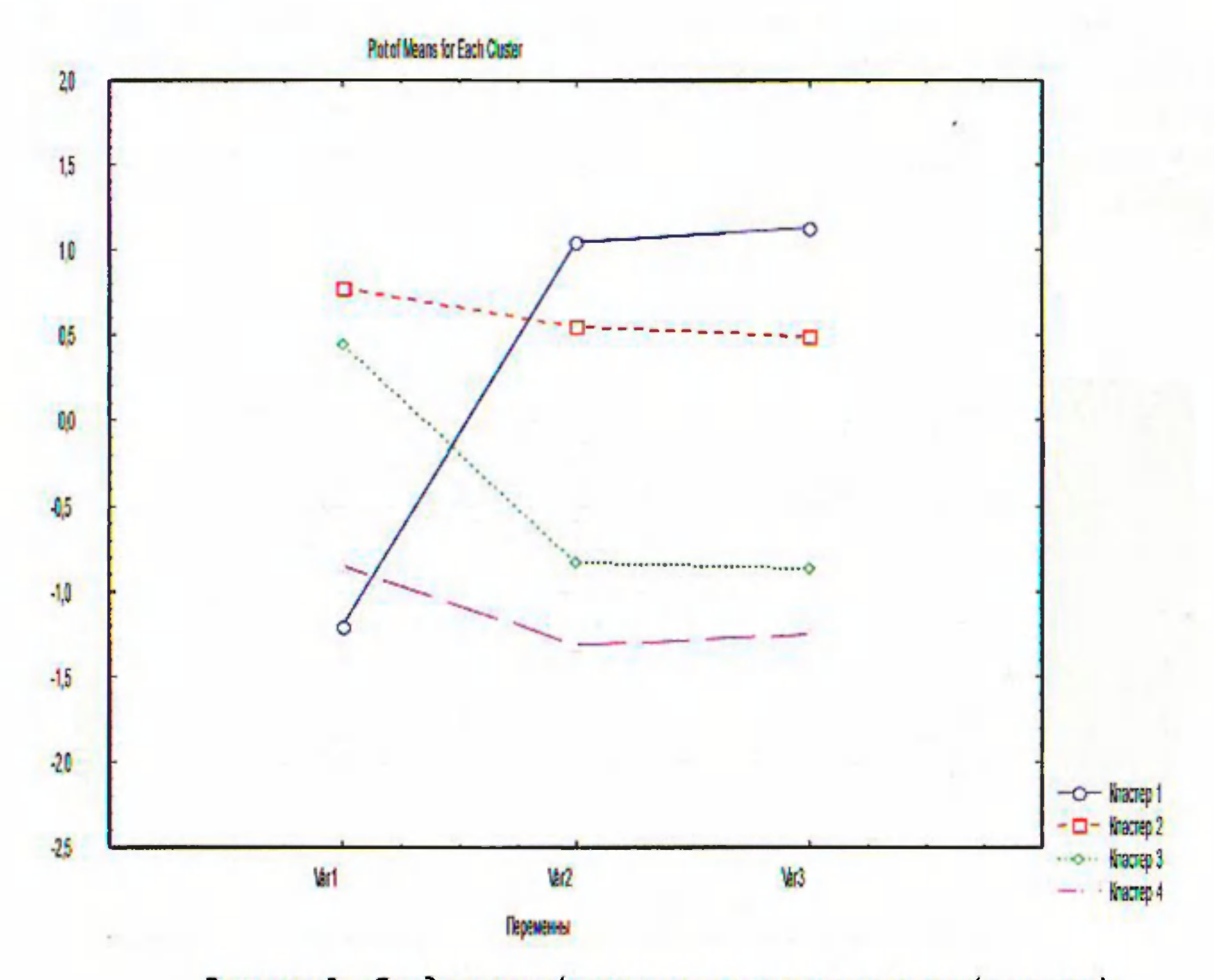


Рисунок 3 – Средние арифметические по кластерам (классам)

Последний и самый важный этап кластерного анализа – узнать, какие же сейсмические события входят в каждый из четырех кластеров, а затем описать их характеристики, основываясь на графике или таблице со средними значениями. Из рисунка 3 видно, что в первый класс попали события с наиболее высокими частотами и широкими спектрами. Противоположностью ему является 3 класс – наиболее низкие частоты и наиболее узкие спектры. В классе 2 преобладают события с высокими частотами и узким спектром, а в классе 4 – низкими частотами и широкими спектрами. Теперь выясним, как связаны выделенные классы с распределениями по энергии и по напряжениям.

Построение зависимости АЧХ – нагружение

Для построения зависимости АЧХ-нагружение методом математического моделирования была рассчитана карта напряжения с учетом блочной структуры рудников Октябрьский и Таймырский, рисунки 4 и 5. На карту были нанесены события. Более подробно на рисунке 5 представлены события в районе охранного целика стволов ВЗС и ВСС рудника «Октябрьский». Цвет события соответствует соответствующему классу (рисунок 5). Каждому событию присваивалось значение напряжения в массиве в соответствии с координатами. Напряжение в массиве показано цветом в соответствии со шкалой на рисунке 5. В результате этого были вычислены средние значения напряженности по классам (таблица 4) и построен график зависимости напряжения от средней энергии события в классах (рисунок 6).



Рисунок 4 – Расчет напряженности горного массива на рудниках «Октябрьский» и «Таймырский»

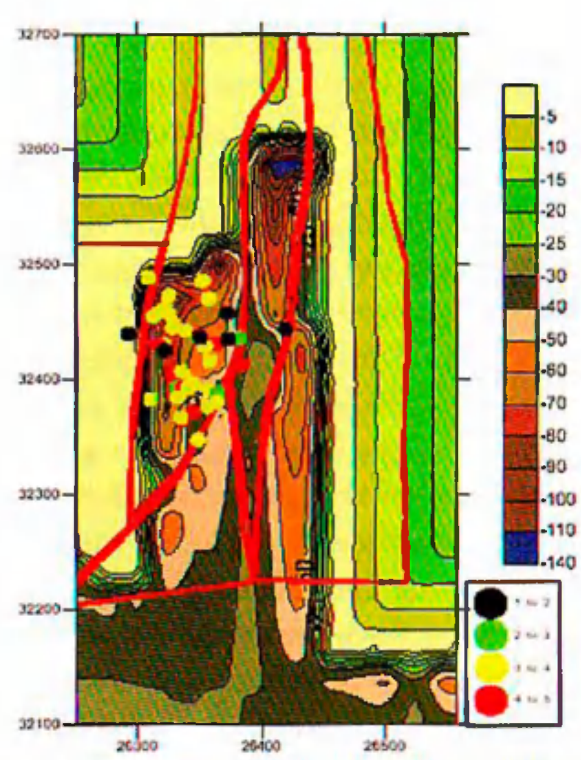


Рисунок 5 – Расчет напряженности горного массива районе охранного целика стволов ВЗС, ВСС рудника «Октябрьский»

Таблица 4 – Общие статистики по классам

	1 Класс	2 Класс	3 Класс	4 Класс
Среднее напряжение	-38	-39,2105	-56,9512	-48,5714
Средняя энергия события	489,2	1452,2	9863,0	1547,0
Среднегеометрическая энергия события	404,2	673,7	1852,9	780,9

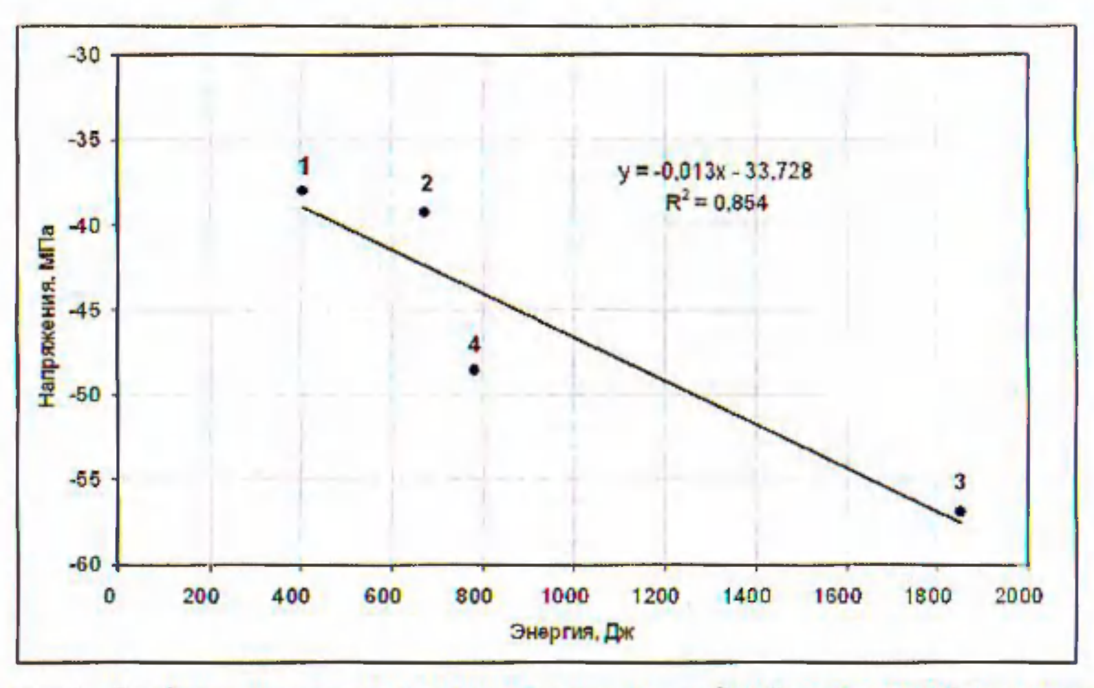


Рисунок 6 – График зависимости напряжения от средней энергии события в классе

Для построения графика на рисунке 6 использовались среднегеометрические значения энергии, так как степенном распределении энергии сейсмособытий (закон повторяемости) среднегеометрическая величина лучше характеризует энергетический класс (или магнитуду) событий. Легко видеть, что имеет место упорядоченное расположение классов в координатах «напряжение-энергия».

Однако, распределение классов, представленное на рис. 6, несколько иное, чем на рисунке 3. Одну группу образуют классы 1 и 2, которые происходят при наименьших напряжениях и имеют меньшую энергию. При этом оба класса отличаются высокими частотами, но класс 1 (меньшие энергии событий) характеризуется широким спектром, а класс 2 (большие энергии событий) – более узким. Как видно из рисунка 6, события класса 1 встречаются глубже всего в нетронутом массиве, события класса 2 – чаще происходят менее глубоко, на границе зоны высоких напряжений. Несколько реже оба класса также встречаются в высоконапряженных зонах.

Противоположностью 1 и 2 классам является класс 3, в него входят наиболее крупные события, происходящие в наиболее напряженных зонах, в первую очередь в РМ-1 и в зоне отработки предохранительного целика стволов ВЗС и ВСС. Эти сейсмособытия имеют наиболее низкие частоты и наиболее узкие спектры.

Промежуточным между двумя группами является класс 4 – в него входят сейсмособытия, происходящие при более высоких напряжений и обладающие несколько более высокой энергией, чем сейсмособытия 1 и 2 классов. События 4-ого класса, также как и 3-его, обладают низкими частотами, но более широким спектром. Сейсмособытия класса 4, также как сейсмособытия класса 3, не происходят в глубине массива, но в отличие от класса 3 наблюдаются не только в высоконапряженных зонах.

Выделенные особенности классов сейсмособытий позволяют связать их с ранее составленной классификацией (табл. 5).

Таблица 5 – Уточненная классификация событий

№ пп	Проявление в массиве	Характерные признаки на сейсмограммах и проявления в массиве горных пород	Диапазон энергии
I класс	Образование трещин	В зависимости от скорости нагружения за одинаковый промежуток времени могут образовываться трещины различного размера, при этом размер трещины ограничен размером блока, в котором трещина образуется. Промежуток времени образования трещины пропорционален упругим свойствам массива и накопленной упругой энергии. Как правило, записи сейсмических сигналов при образовании трещин имеют широкий спектр. Энергия событий варьирует в широком диапазоне, но при этом ограничена максимальным размером ненарушенного блока. Для исследуемого массива эти значение варьируют от 20 до 3000 Дж. С образованием трещины связаны проявления в выработках в виде заколообразования, отжима и стреляния.	от 20 до 3000 Дж

II класс	Прорастание трещин	При прорастании трещины, скорость роста трещины ограничена скоростью продольной волны в массиве и не может быть больше этого значения. Рост трещины сопровождается серией сейсмических событий в виде коротких импульсов, при этом в спектре преобладают высокие частоты. В выработанном пространстве это появляется в виде протечек воды по плоскости трещины и прослеживается от кровли до почвы выработки с переходом на противоположную стенку выработки. Рост трещины связан с действием растягивающих напряжений, при которых основная энергия уходит на разрушение, доля упругой энергии не значительна. На сейсмограммах это проявляется в виде наличия высокочастотных составляющих на ближайших к трещине сейсмических датчиках.	от 20 до 1000 Дж
III класс	Подвижка блоков по трещине	С динамическими явлениями, возникающими при подвижки блоков по трещинам связаны наиболее сильные проявления в выработках, такие как горный и горно-тектоничекий удары. На спектрах сигнала это отражается в виде наличия резкого подъема амплитуды спектра в низкочастотной области. В случае наличия трения на стенках блока, замедляющего движение, в спектре наблюдается пики в высокочастотной области. Доля сейсмической энергии возрастает с увеличением скорости посадки и размеров блока. На спектре это отражается смещением высоких значений амплитуды в низкочастотную область спектра. В высокочастотной части спектра амплитуда снижается.	От 100 до 10^9
IV класс	Раскрытие трещин	Раскрытие трещин связано с перераспределением напряжения и разуплотнением блочной структуры массива. При этом скорость раскрытия сильно варьирует от медленных значений 1 мм/месяц, до мгновенного раскрытия порядка 10 мм/сек. В первом случае сейсмическая энергия не фиксируется. Во втором случае фиксируется событие сильной сейсмической энергии свыше 10000 Дж. В выработках это проявляется образованием явно выраженной трещиной уходящей в глубину массива. На спектре сейсмической записи это отражается виде наличия пиков в низкочастотной области спектра и соизмеримых по значению пиков в высокочастотной области.	от 10 до 10^6 Дж

Механизм автоматического разбиения событий по классам

1. Построение суммарной сейсмограммы

Перед построением спектра сигнала удаляем каналы с отсутствием сигнала и произведем суммирование каналов, тем самым уменьшим уровень шумов. На рисунке 7 представлена суммарная сейсмограмма события,

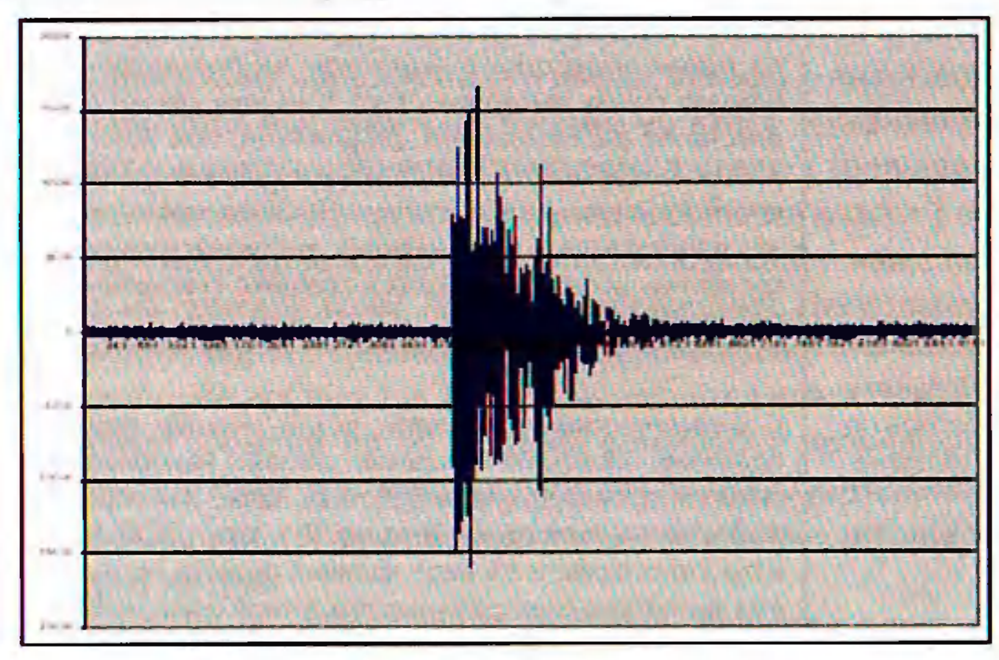


Рисунок 7 – Суммарная сейсмограмма события

2. Построение спектра

Учитывая, что БПФ предполагает число отчетов кратное степени 2, для построения спектра сигнала из записи выберем 4096 отсчетов в число которых попадает запись сигнала. На рисунке 8 представлен амплитудный спектр, рассчитанный по суммарной сейсмограмме.

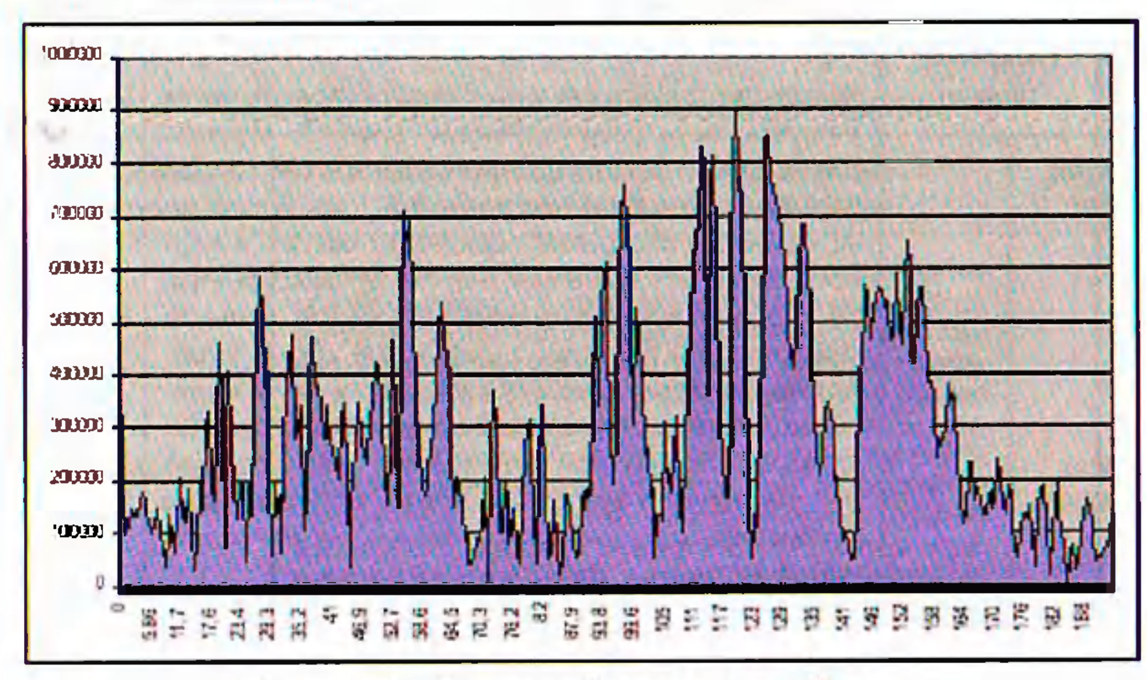


Рисунок 8 – Спектр сейсмического события

3. Расчет показателей спектральной характеристики

4. Нормировка (стандартизация) данных

5. Отнесение события к классу

Производится сравнение нормализованных значений со средними нормализованными значениями по кластерам. Для этого из средних значений по кластерам вычитаем средние нормализованные значения текущего события и берем модули полученных значений. Далее вычисляем средне значение модулей по каждому кластеру. Наименьшее среднее соответствует нужному кластеру (см. пример в таблице 6).

Таблица 6 – Пример отнесения события к классу

Событие №17 03.03.2007 1:48:52

1 класс	Среднее	Разница	Модуль	Среднее
$H_{норм}$	-1,20032	-1,42332	1,42332	
$\Omega_{1норм}$	1,04885	2,25685	2,25685	
$\Omega_{2норм}$	1,13031	2,26431	2,26431	1,981493
2 класс	Среднее			
$H_{норм}$	0,773437	0,550437	0,550437	
$\Omega_{1норм}$	0,551338	1,759338	1,759338	
$\Omega_{2норм}$	0,499094	1,633094	1,633094	1,31429
3 класс	Среднее			
$H_{норм}$	0,444518	0,221518	0,221518	
$\Omega_{1норм}$	-0,831582	0,376418	0,376418	
$\Omega_{2норм}$	-0,863299	0,270701	0,270701	0,289546
4 класс	Среднее			
$H_{норм}$	-0,84493	-1,06793	1,06793	
$\Omega_{1норм}$	-1,3071	-0,0991	0,0991	
$\Omega_{2норм}$	-1,24894	-0,11494	0,11494	0,427323

Параметры события

$H_{норм\ текущее}$	0,223		Миним. среднее	0,289546
$\Omega_{1норм}$	-1,208			
$\Omega_{2норм}$	-1,134		Класс	3

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Дженкинс Г., Ваттс Д. Спектральный анализ и его приложения. М.: Мир, 1972, вып 2., 287 с

2. Кендалл М. Дж., Стьюарт А. Многомерный статистический анализ и временные ряды. М.: Наука, 1976, 736 с.

3. А.Г. Гамбурцев, С.И. Александров, О.В. Олейник и др. // Атлас временных вариаций природных, антропогенных и социальных процессов. М.: «Янус-К», 2002. – С. 160-170.

4. Александров С.И., Гамбурцев А.Г., Хаврошкин О.Б., Цыплаков В.В. Динамика напряженного состояния пород земной коры // Физические основы сейсмического метода. М.: Наука, 1991. – С. 90-104.